

**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO**

**FACULTAD DE QUIMICA**



**RECUPERACION DE PLATA A PARTIR DE JALES**

206

**HECTOR GONZALEZ**

**MARIO RUIZ SANDOVAL**

**INGENIERIA QUIMICA METALURGICA**

**1976**



Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

... Tesis

AÑO 1976

FECHA 1976

PROC M-L

206



QUIMICA

JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE SEGUN EL TEMA

PRESIDENTE: Prof. MANUEL GAVIÑO R.  
VOCAL: Prof. ALBERTO OBREGON P.  
SECRETARIO: Prof. CARLOS ARANGO S.  
1er. SUPLENTE: Prof. CARLOS ROMO M.  
2o. SUPLENTE: Prof. ENRIQUE CURIEL R.

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA  
CENTRO DE INVESTIGACION METALURGICA,  
PARRAL, CHIH.

HECTOR GONZALEZ                      MARIO RUIZ SANDOVAL  
Sustentante                              Sustentante

ALBERTO OBREGON PEREZ  
Asesor del tema

## C O N T E N I D O

RESUMEN.		
I.-	INTRODUCCION. - - - - -	Pág. 1
II.-	METALURGIA DE LA PLATA.	
	a) Propiedades físicas y químicas, y usos. "	2
	b) Compuestos. - - - - -	10
	c) Métodos de extracción. - - - - -	16
	d) Perspectivas. - - - - -	21
III.-	CIANURACION	
	a) Efecto del tamaño de partícula en el -- porcentaje de disolución. - - - - -	" 25
	b) Efecto del oxígeno en la disolución del oro. - - - - -	" 26
	c) Efecto de la alcalinidad en la disolu-- ción de Au y Ag. - - - - -	" 27
	d) Precipitación de Au y Ag contenidos en-- la solución de cianuro. - - - - -	" 29
IV.-	METODO DE RECUPERACION DE ORO Y PLA-- TA POR MEDIO DE CARBON EN PULPA.	
	a) Uso de carbón activado. - - - - -	31
	b) Descripción del tipo de carbón. - - - - -	32
V.-	PRUEBAS CORRIDAS.	
	a) Pruebas de laboratorio y resultados. - -	39
	b) Pruebas de planta piloto. - - - - -	50
	c) Resultados. - - - - -	55
	d) Puntos de muestreo en el proceso y mé-- todos de análisis. - - - - -	" 61
VI.-	CONCLUSIONES. - - - - -	65
	BIBLIOGRAFIA. - - - - -	66

## R E S U M E N

El presente trabajo comprende un estudio sobre la recuperación de plata y oro contenidos en los desechos de una planta de beneficio para minerales de plomo y zinc.

Se utilizó un método tradicional como lo es la cianuración, empleándose cianuro de sodio. Dentro del proceso, la parte de precipitación fué sustituida por un método de adsorción con carbón activado.

Fueron realizadas pruebas de laboratorio para determinar las variables del tratamiento y posteriormente se hicieron pruebas a nivel de planta piloto. Los resultados se muestran en forma de tablas.

Para llevar a cabo el estudio se tomaron muestras representativas de la presa de jales del molino de sulfuros de la "Unidad Parral".

Se expone también, en uno de los capítulos la importancia de la plata en la actualidad, sus nuevas aplicaciones y los métodos de extracción.

Los procesos hidrometalúrgicos - han recibido una atención especial a partir de - 1975, debido principalmente a la necesidad de - eliminar la contaminación ambiental, como consecuencia de la fusión de los minerales sulfurados y la recuperación de metales en depósitos de baja ley; éstas son dos de las razones más importantes para el desarrollo de este proceso.

La evidencia del desarrollo continuo de la hidrometalurgia de menas y concentrados se pueden ver mediante las facilidades en la construcción de nuevos proyectos.

La constancia del alto precio -- del oro y la creciente demanda de la plata han - revivido el interés de recuperarlos hidrometa--- lúrgicamente. Dentro de todos los aspectos hi--- drometalúrgicos, la lixiviación de menas y -- concentrados dominaron la literatura en 1975. A pesar de los grandes avances tecnológicos, la - lixiviación continúa siendo un factor limitante- ecomomicamente en muchos de estos procesos.

El propósito de la tesis, es mos trar la posibilidad de recuperar el máximo de va lores en los minerales ya tratados. Usando para- este fin el método de lixiviación con cianuro -- de sodio para solubilizar oro y plata, e intro- duciendo una nueva técnica en la etapa de recu- peración de valores que es la de " Carbón en -- Pulpa ".

M E T A L U R G I A   D E   L A   P L A T A

PROPIEDADES FISICAS DE LA PLATA

PROPIEDAD	VALOR	
Densidad	10.491	g/cm <sup>3</sup>
Punto de fusión	980.800	°C (1)
Incremento del volumen al fundir	5.0	%
Punto de ebullición	2187-2259	°C

Presión de vapor

líquido	$\log p = -13340/T + 8.342$	p=mmHg
sólido	$\log p = -14020/T + 8.887$	p=mmHg

Expansión térmica

-190 - 0°C	17.0 x 10 <sup>-6</sup>	por °C
0 - 100°C	19.68 x 10 <sup>-6</sup>	por °C
0 - 500°C	20.61 x 10 <sup>-6</sup>	por °C

$$l_t = l_o (1 + 19.494 \times 10^{-6} t - 1.0379 \times 10^{-9} t^2 + 2.375 \times 10^{-12} t^3) \quad (1)$$

Capacidad calorífica

Sólido	$C_p = 0.055401 + 0.14414 \times 10^{-4} T - 0.16216 \times 10^{-8} T^2$	
Gaseoso	0.046 cal/(g) (°C)	
Calor latente de fusión	25	cal/ g
Calor latente de vaporización	565	cal/ g
Calor latente de sublimación	593 - 627	cal/ g (2)

Conductividad térmica

a	0°C	0.999 cal/(seg) (cm <sup>2</sup> ) (°C/cm)
a	100°C	0.998 "
a	200°C	0.896 "
a	300°C	0.864 "
a	400°C	0.844 "
a	500°C	0.870 "

(1) = punto fijado en la escala de temperatura internacional revisado en 1947. La escala de 1927 usó 960.5°C.

(2) = también 64.1 - 67.6 Kcal/mol.

PROPIEDADES FISICAS DE LA PLATA

PROPIEDAD	VALOR
Resistividad eléctrica	
para la plata de alta pureza recocida al vacío	
a 20°C	1.59 $\mu\Omega$ - cm
efecto de la temperatura	
$R_t/R_0$ (relación de R a 0°C)	
a 20.4 °K	0.010
a -78 °C	0.684
a 100 °C	1.410
a 200 °C	1.830
a 400 °C	2.710
a 800 °C	4.620
a 960.5 °C (sólido)	5.140
a 960.5 °C (líquido)	10.800
Coefficiente térmico de resistencia de 0 - 100 °C	0.0040988 por °C
Propiedades diamagnéticas a 20 °C	-0.181 x 10 <sup>-6</sup> cgs
FUNCION TRABAJO ELECTRONICO.	
Función trabajo termiónico	3.09 - 4.31 eV
Función trabajo fotoeléctrico	3.67 - 4.81 eV
Método de potencial de contacto	4.21 - 4.47 eV
Tensión superficial, a 1268 °K	920 dinas/cm
Viscosidad, a 1043 °C	0.03697 Poise
CRISTALOGRAFIA	
Hábito	cúbico centrado en las caras
constante de la red a 20°C	4.086 Å
radio atómico	1.442 Å
Fuerza termoeléctrica vs Pt.	
a -100 °C	- 35 mV
a 0 °C	0 mV
a 100 °C	0.74 mV
a 300 °C	3.05 mV

Propiedades mecánicas de la plata comercial pura (99.9 + %)

módulo elástico de tensión a 20°C	11.7 x 10 <sup>6</sup>	psi
	11.0 x 10 <sup>6</sup>	psi
a 30°C	10.6 x 10 <sup>6</sup>	psi
módulo de corte o torsión	3.86x 10 <sup>6</sup>	psi

La temperatura de recristalización varía dependiendo de la pureza y grado de trabajado en frío. El ablandamiento comienza a 65°C aproximadamente para material muy deformado en frío y para el metal poco deformado puede requerir 250°C. Una temperatura práctica de recocido, nominal es de 350°C.

#### PROPIEDADES QUÍMICAS.

La configuración electrónica de la plata es 2:8:18:18:1. La valencia primaria es 1, aunque existe evidencia de un estado de oxidación mayor en el óxido de plata "divalente".

Su peso atómico es 107.868.- Existen dos isótopos estables que pesan 107 y 109 con una relación de abundancia de 1.075 a 1. Se conocen veinticinco isótopos radioactivos con pesos de 102 a 117 inclusive, y vidas medias de 5 - seg. a 253 días.

El potencial de electrodo standard es 0.7978 V, en la convención que asigna como cero el potencial del hidrógeno y los elementos nobles son los más positivos. La plata se mancha por formar compuestos sulfurados con el azufre presente en la atmósfera.

La plata es la única entre los metales por su habilidad para disolver grandes cantidades de oxígeno estando fundida y por liberar gran parte de éste durante la solidifica-

ción. En aire, a temperaturas superiores del punto de fusión, la plata disuelve aproximadamente diez veces su propio volumen de oxígeno. Durante el enfriamiento la rápida liberación del oxígeno da origen al fenómeno de "escupidos o ampollas".

La plata sólida de alta pureza a una temperatura ligeramente superior al punto de fusión contiene 0.006 %  $O_2$  en equilibrio -- con el aire. Esto baja a 0.001 % a temperaturas ligeramente inferiores de 600 °C. No obstante, - la presencia de pequeñas cantidades de cobre, plomo, etc., generalmente encontradas en la plata fina comercial, hacen que la plata tenga un poder - de disolución de oxígeno ligeramente superior.

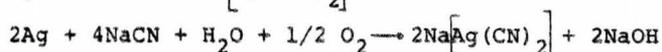
El oxígeno difunde rápidamente a través de la plata a temperaturas elevadas. - La habilidad de la plata para difundir oxígeno, - se usa en la oxidación interna de las aleaciones AgMg y AgCd. La solubilidad y difusibilidad del - oxígeno también están relacionadas con la actividad catalítica de la plata. Con excepción de algunos casos más, el oxígeno es una impureza indeseable en la plata. Produce fragilidad y la separación de las placas de plata del metal base por la formación de una capa de óxido del metal base en la interface cuando se calienta en presencia-- de aire un metal plateado.

La plata es inerte a muchas substancias. La principal reacción química de la plata para la producción de compuestos químicos - de plata es su reacción con ácido nítrico que da nitrato de plata y una mezcla de NO y  $NO_2$ . El -- ácido nítrico ataca a la plata en todas las con-- centraciones. La reacción se usa más con -----  $HNO_3/H_2O$  50/50, caliente, para atacar la plata y para producir solución de nitrato de plata que es

el punto de partida para la preparación de la mayoría de los otros compuestos de la plata.

A temperaturas elevadas la plata y los halógenos se combinan rápida y cuantitativamente con liberación de calor.

La plata metálica se disuelve por soluciones de cianuros de metales alcalinos ya sea como cátodo o en la presencia de oxígeno para formar  $\text{Na}[\text{Ag}(\text{CN})_2]$  o  $\text{K}[\text{Ag}(\text{CN})_2]$ :



La mayoría de las otras reacciones de la plata son importantes desde el punto de vista de la corrosión. Las siguientes son algunas de las sustancias que causan ataque corrosivo en la plata: cianuros de metales alcalinos, metales alcalinos, peróxido de hidrógeno, sulfuros de metales alcalinos y de amonio, bromo caliente, ácido crómico, sulfato férrico, vidrio fundido incluyendo bórax, sulfuro de hidrógeno, sales mercurosas y mercurícas, mercurio, ácido nítrico, peroxisulfatos, permanganatos, tiosulfatos de sodio, azufre y ácido sulfúrico concentrado.

El que la plata se ataque o no por un agente particular depende, en muchos casos, de la temperatura, de la presencia de humedad o de azufre, etc., por lo que no se puede establecer una lista simple.

U S O S .

La plata se refina en diferentes grados de pureza, que va desde la plata fina con una pureza de 99.90 %, plata de 99.99 %, y se puede conseguir con un 99.999% que corresponde al grado espectrográfico.

La plata ha encontrado una variedad de usos en diferentes industrias, así se le encuentra en la industria fotográfica, la cual aprovecha la fotosensibilidad y la facilidad de reducción de ciertas sales de plata. En aleaciones para soldadura en que se aprovecha las excelentes propiedades del eutéctico Ag-Cu y las aleaciones de Ag-Cu-Zn.

En la industria eléctrica ha encontrado una gran aplicación como en los contactos eléctricos que basan su uso en las buenas propiedades eléctricas, térmica y la resistencia de la plata a la oxidación. La restricción en el uso de la plata en este tipo de industria es la susceptibilidad de la plata a la sulfuración. En general no debe usarse por abajo de los 10 volts- (excepto a altas corrientes).

La plata se ha usado por años en la producción química y alimenticia donde se usa por su alto grado de resistencia a la corrosión, o donde se requiere un producto de muy alta pureza. La mayoría de estas industrias usan plata fina en forma de láminas delgadas o en forma tubular, o como un recubrimiento sobre placas de acero al carbón, níquel o cobre. Estos recubrimientos de plata pueden ser unidos homogéneamente a la placa de metal base por soldadura, o por unión en fase sólida. En la industria química se usa por su alta resistencia a los ácidos orgánicos concentrados calientes como el ácido acético-láctico, fórmico, fumárico, ftálico, etc. Y como catalizador. La plata se usa en recipientes al vacío, evaporadores, condensadores y tanques de almacenamiento. Los jarabes de bebidas y frutas, aceites esenciales y algunos productos farmacéuticos se concentran frecuentemente en equipos de plata, para evitar efectos en el sabor y en la es

tabilidad de los productos. Las hormonas y vita  
minas se preparan en equipo de plata.

Las buenas propiedades mecá  
nicas y los pocos cambios dimensionales que ocu-  
rren durante la colocación de ciertas aluaciones  
de Hg-Sn-Pb son la base para el uso extenso de -  
la plata en amalgamas dentales.

La plata sterling retiene -  
su posición tradicional en los usos donde se re-  
quiere una apariencia elegante. Para la joyería  
y utensilios de mesa la alta reflectividad de la  
plata la hace particularmente atractiva.

El cobre plateado conocido-  
como plata Sheffield, se usa como sustituto de -  
la plata sterling sólido

Los recubrimientos de plata  
se aplican a los vidrios, cerámicas y micas, ro-  
ciándoles una pasta especial que contiene Ag, y des  
pués calentando al rojo. Estos recubrimientos -  
se utilizan ampliamente en artefactos electróni-  
cos y también como una base conductora para elec-  
troplateado posterior. Los métodos químicos pa-  
ra aplicar recubrimientos conductores a plásti-  
cos y vidrios también se usan como base para ---  
electroplateados. La plata tiene la única des---  
ventaja de sufrir migración iónica cuando está -  
en contacto con una superficie aislante (particu-  
larmente con algunas orgánicas) y cuando está su  
jeta a un gradiente de potencial eléctrico direc-  
to sobre una humedad crítica. Bajo estas cir---  
cunstancias se desarrollan filamentos conducto-  
res intolerables. Otro factor, que ocasionalmen-  
te es importante, es la rápida difusión del oxí-  
geno a través de la plata a altas temperaturas. -  
Por ejemplo, acero recubierto de plata, al calen-

tarse se oxida en la interfase y la plata se ampo  
lla. La plata finamente dividida, en la forma de  
una pasta aplicada en uniones a altas temperatu--  
ras se usa para prevenir escoriaciones a tempera--  
turas hasta de 650°C. A temperaturas superiores  
se requiere MgO.

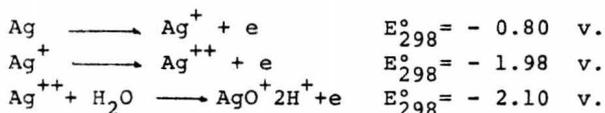
La electrodeposición de la -  
plata de un cianuro doble alcalimetal, un proceso--  
descubierto hace más de cien años, fué el primer--  
proceso de electroplateado comercialmente impor--  
tante que detuvo la producción de la plata Shef--  
field. Este proceso aún es importante; los uten--  
silios plateados generalmente en una base Hg-Ni -  
(Cu-Ni-Zn), se usa ampliamente para servicios de--  
mesa. La plata electrodepositada también se usa--  
para recubrir conductores de ultra-alta-frecuen--  
cia para radar. Los electrodepósitos gruesos (pe--  
sados), se pueden usar para recubrir equipo quími--  
co y para chumaceras. La gran reflectividad en -  
el rango visible y la facilidad con que la plata--  
se puede reducir químicamente de ciertos compues--  
tos inestables (y algunas veces explosivos) son -  
las razones para usar la plata para recubrir espe--  
jos.

## APLICACION INDUSTRIAL DE LA PLATA

ARTICULO	PARTE	REQUERIMIENTO	ALEACION
		<b>ELECTRICOS Y ELECTRONICOS</b>	
1- Tubo electrónico	laminar 2º	emisión secundaria	1.7% Mg-Ag
2- Tubo electrónico	suportador de la base de clavijas	dignos de confianza, baja resistencia no oxidante	30-70 Ag-Au recubiertos con Au Pt-Ag+ aglutinante Ag o Pt + "
3- Termistores		aplicabilidad, no oxidante y solubilidad	Ag-Au
4- Condensadores (cerámica)	electrodo	resistencia a la corrosión	Ag-Au-Rh-Pd
5- Condensadores (aire)	electrodo	resistencia a corrosión y desgaste, solubilidad	Ag-Au-Pd recubiertos con Ag ó Au Pt- aderezo Ag sólida, Ag-1% Ni
6- Circuitos impresos	conductor	baja resistencia al contacto y soldabilidad	Ag-Au
7- Conectores	terminales lugs plugs y otros	conductividad, resist. oxidación y baja resist. al contacto	28 Cu-72 Ag; 20 Cu-80 Au; 40 Ni-60 Pd; Au-Pd
8- Alambre de alta temperatura	alambre o varilla	alta conductividad y resist. a la oxidación	Ag-Cu
9- Fusible	fusible	punto de fusión deseado y baja presión de vapor	40 Cu-60 Pd recocido; 14% Au; Ag-Cu electrocubierto de Rh; 68 Au, 6 Pt, 25 Ag- Pt; Pd y aleaciones dentales duras Au18Kt; 60 Pd-40 Cu Ag prstos de Ag, Pt y Au
10- Electrónica y otros art para vacío que requieren sellos de baja presión	ligante		
		<b>APLICACIONES INSTRUMENTALES</b>	
11- Galvanómetros	suspensiones	resist. a la corrosión, a la tracción y conductividad.	
12- Interruptores de bajo nivel	partes de contacto	baja resist. eict. de contacto y buena resist. al desgaste	
13- Sexyus	anillos deslizantes y cepillos	baja resist. de contacto, resist. al desgaste y fricción mín.	
14- Lámpara y cerámica metalizada	capa de metal unida a cerámica por calor	no oxidante, calor deseado	
15- Membrana de H <sub>2</sub>	septum	<b>INDUSTRIA QUIMICA</b>	
16- Membrana de O <sub>2</sub>	septum	transmisión selectiva	60 Pd-40 Ag; Pd. plata pura
17- Absorbente de formaldehído a partir de metanol	catalizador	transmisión selectiva	Ag
18- Absorbente de óxido de etileno a partir de etileno	catalizador	actividad	Ag
		<b>APLICACIONES ELECTROQUIMICAS</b>	
19- Baterías primarias y secundarias	placas positivas	resistencia a la corrosión, conductividad y depolarización.	Ag-Ag <sub>2</sub> O <sub>2</sub>
20- Electrolitos de tantalio	recipiente	resistencia a la corrosión, conductividad	Ag
		<b>APLICACION ESPECIAL</b>	
21- Manejo de NaOH fundido	crisol	alta resistencia a la corrosión	Ag
		<b>APLICACION EN SEGURIDAD</b>	
22- Protector de sobrepresión	disco frágil	propiedades tensiles reproducibles; resistencia a la corrosión	0.6 Ir-Pt, Ag y Au

## COMPUESTOS DE PLATA

El número de valencia normal- de la plata es +1, pero se conoce el número +2 -- (argéntico) y se ha referido la existencia en so- lución de la plata con el número de valencia +3.- Los potenciales de electrodo normales de los esta- dos de valencia son:



## ACETATO DE PLATA

El acetato de plata,  $\text{AgC}_2\text{H}_3\text{O}_2$ , peso molecular 166.92, se obtiene añadiendo a una solución de acetato soluble otra de nitrato de -- plata. El precipitado es un polvo cristalino --- blanco o grisáceo. La solubilidad es de 10g por- litro de agua a 20°C.

## AZIDA DE PLATA

Azida de plata,  $\text{AgN}_3$ , peso mo- lecular 149.90, es un compuesto que consiste de - agregados amorfos de tamaño variable. Este com- puesto tiene el mismo orden de sensibilidad al -- choque que la azida de plomo cristalina, pero es- mucho más sensible al calor. Calentada a 251°C - se funde y se descompone en plata y nitrógeno; pe- ro si se calienta bruscamente a temperatura poco- más alta, detona. La azida de plata es un inicia- dor de detonaciones un poco mejor que la azida de plomo; pero el costo relativamente elevado del -- compuesto argéntico ha impedido que se generalice el uso de este compuesto.

#### CARBONATO DE PLATA

El óxido de plata húmedo reacciona con el anhídrido carbónico para dar el carbonato de plata,  $Ag_2CO_3$ , su peso molecular es de --- 275.77. Se obtiene añadiendo una solución de carbonato de sodio a una solución de nitrato de plata. Se descompone a poco más de 200°C. Esta sal se -- usa en síntesis orgánicas.

#### CIANURO DE PLATA

El cianuro de plata,  $Ag\ Cn$ , o  $Ag_x(CN)_x$ , peso molecular 133.90, es un polvo blanco inodoro y tiene una estructura compleja. Se -- forma como precipitado blanco, semejante al de cloruro de plata, del que se diferencia en ser soluble en ácido nítrico concentrado y caliente. Es -- también soluble en amoníaco acuoso y en soluciones de tiosulfato de sodio; pero es insoluble en ácidos diluidos. El cianuro de plata se descompone -- por el calor a más de 350°C. Su principal uso es en el electroplateado.

#### CROMATO DE PLATA

El cromato de plata,  $Ag_2CrO_4$ , -- peso molecular 331.77, que contiene 65.03 % de plata, es un polvo rojo oscuro. Puede prepararse añadiendo una solución de un cromato soluble a otra -- de nitrato de plata. Es necesario vigilar el pH -- para evitar la formación de dicromato de plata, --  $Ag_2Cr_2O_7$ . Su principal aplicación es en síntesis orgánicas.

#### FULMINATO DE PLATA

El fulminato de plata,  $Ag_2(ONC)_2$ , peso molecular 299.80, éste compuesto tiene poca --

importancia comercial, por ser más caro y más sensible que el fulminato de mercurio. Se ha usado algo en la preparación de fuegos artificiales.

#### CLORURO DE PLATA

Cloruro de plata,  $\text{AgCl}$ , peso molecular 143.34. Es un pp. blanco obtenido por adición del ión cloruro a una solución de nitrato de plata. Este compuesto se usa en fotografía y en ciertas pilas eléctricas.

#### BROMURO DE PLATA

Bromuro de plata,  $\text{AgBr}$ , peso molecular 187.80. Se obtiene como precipitado -- blanco o blanco amarillento por adición del ión bromuro a una solución de nitrato de plata. Es -- soluble en soluciones de amoníaco, tiosulfato, -- cianuro alcalinos, bromuros y ácido clorhídrico. -- Se funde a unos  $425^{\circ}\text{C}$  y da un líquido rojizo que por enfriamiento forma un sólido amarillo translúcido.

#### YODURO DE PLATA

Yoduro de plata,  $\text{AgI}$ , peso molecular 234.80. Se forma como pp. amarillento al mezclar una solución de nitrato argéntico con una de yoduro alcalino. Es soluble en los cianuros, yoduros alcalinos y en el ácido yodhídrico; -- menos solubles en los cloruros, bromuros y tiosulfatos alcalinos. Además de su aplicación en fotografía se ha empleado para esparcirlos en las nubes como cebo para provocar lluvias.

#### YODATO DE PLATA

Yodato de plata,  $\text{AgIO}_3$ , peso

molecular 282.80. Esta sal es un polvo blanco -- cristalino, y se obtiene añadiendo un yodato alcalino a una solución de nitrato de plata. Se usa como reactivo analítico para la determinación de cloruros, bromuros o yoduros, particularmente de pequeñas cantidades de estos iones.

#### FLUORURO DE PLATA

Fluoruro de plata,  $\text{AgF}$ , peso molecular 126.88. Es un sólido cristalino (cúbico) de color desde amarillo hasta pardo y es sensible a la luz. El fluoruro de plata es anticéptico potente usado en medicina.

#### DIFLUORURO DE PLATA

Difluoruro de plata,  $\text{AgF}_2$ , - su peso molecular es de 145.88. Es un polvo pardo suelto. Se hidroliza fácilmente con la humedad de la atmósfera. Se usa como portador de -- flúor en la producción de fluorocarburos.

#### NITRATO DE PLATA

El nitrato de plata,  $\text{AgNO}_3$ , peso molecular 169.89, es la sal más importante - de plata y es la materia de partida para la preparación para casi todos los demás compuestos de -- plata. Se obtiene disolviendo la plata en ácido-nítrico y evaporando la solución. Los cristales-rómbicos incoloros se separan por enfriamiento y se purifican por cristalización repetida.

Su empleo principal es la -- preparación de películas y papeles sensibles para fotografía, se emplea también en la manufactura - de espejos, en tintas indelebles, como ingredientes para tintes para el cabello; y como reactivo-analítico.

#### NITRITO DE PLATA

El nitrito de plata,  $\text{AgNO}_2$ , peso molecular 153.89, se prepara por precipitación de una solución de nitrato de plata con nitrato de sodio. El precipitado es de cristales aciculares de color amarillo pálido, tiene una solubilidad de 3.3 g/lit. a  $18^\circ\text{C}$ . Se emplea en la preparación de nitroderivados alifáticos.

#### OXIDO DE PLATA

El óxido de plata,  $\text{Ag}_2\text{O}$ , peso molecular 231.76, es un polvo de color castaño oscuro; se prepara por adición de hidróxidos alcalinos o alcalinotérreos a una solución de nitrato de plata. Tiene un extenso uso en Química orgánica para reemplazar átomos halógeno por hidroxilos.

#### PERCLORATO DE PLATA

El perclorato de plata,  $\text{AgClO}_4$ , peso molecular 207.34. Forma cristales incoloros o blancos, solubles en tolueno, nitrobenzono, glicerina, ácido acético, y éter etílico; es insoluble en cloroformo, tetracloruro de carbono. Es sensible a la acción de la luz. Hace explosión a  $800^\circ\text{C}$ . Se ioniza totalmente en agua en altas y bajas concentraciones.

#### SULFATO DE PLATA

El sulfato de plata,  $\text{Ag}_2\text{SO}_4$ , se prepara disolviendo la plata en ácido sulfúrico, tiene un peso molecular de 311.82. Se puede producir más fácilmente por adición del ión sulfato a una solución de nitrato de plata.

#### SULFITO DE PLATA

El sulfito de plata,  $\text{Ag}_2\text{SO}_3$ ,

peso molecular 295.82. Se precipita por adición del sulfito de sodio a una solución de nitrato de plata. Es una sal blanca y se disuelve en exceso de sulfito de sodio. Tiene una solubilidad de -- 0.05 g/lt. de agua, bajo condiciones normales.

#### SULFURO DE PLATA

El sulfuro de plata,  $Ag_2S$ , - peso molecular 247.82, forma el mineral argentita. Por fusión de plata y azufre se forma el  $Ag_2S$ . -- Cuando se expone al ácido sulfhídrico o se sumergen en soluciones de polisulfuros alcalinos, se forma una película de  $Ag_2S$  sobre la plata metálica.

## METALURGIA EXTRACTIVA

La metalurgia extractiva de la plata es esencialmente la del plomo, cobre y zinc; la plata sigue a estos metales a través de los procesos de concentración y fusión.

Los procedimientos empleados en la extracción de la plata de sus menas y concentrados son: fusión directa, amalgamación, cianuración y lixiviación.

### FUSION DIRECTA.

Los concentrados de minerales de plomo y cobre que contienen plata y oro, se llevan a fundición.

Los concentrados de plomo argentífero contienen de 2 - 3 Kg/Au y Ag/Ton de concentrado.\* Los concentrados se llevan a fundición donde los valores de Doré se elevan de 4 - 5 Kg/Ton en el plomo y de 2 - 3 Kg Doré/Ton en el cobre.

Los productos de fundición se refinan para alcanzar las especificaciones del mercado, se recuperan aquí los valores de Au y Ag y se tratan hasta electrorrefinación.

### AMALGAMACION.

Este método se basa en que la plata en contacto con el mercurio a la temperatura ordinaria forma una amalgama. Una delgada capa de grasa, óxido de hierro o un sulfuro impiden la amalgamación por lo que las únicas menas que sirven directamente para este procedimiento son las que contienen plata nativa o haluros de plata. Los sulfuros pueden ser preparados para amalgamación por tostación clorurante o por re-

\* Datos obtenidos de unidades mineras de I.M.S.A.

ducción del sulfuro a cloruro mediante el cloruro de sodio y el sulfato de cobre durante la -- amalgamación.

En el siglo XVI, en México y en América del Sur, se utilizó el procedimiento de patio. En este proceso la mena triturada finalmente, constituida generalmente de plata nativa, cloruro y sulfuros de plata, era mezclada con agua y sal hasta formar una pasta. La mezcla se hacía por mulas o caballos que pisaban la mena extendida sobre un patio. Un día después, se añadía mercurio y sulfato de cobre, el cual reaccionaba con los sulfuros de plata para formar cloruro de plata; éste se disolvía en la -- salmuera de  $\text{CuSO}_4$  y reaccionaba con el mercurio, dando plata y cloruro mercurioso, entonces la -- plata se amalgamaba. La amalgama sólida se separaba de la ganga por sedimentación; después de separar el exceso de mercurio exprimiéndola dentro de bolsas, la amalgama se cargaba en retortas y el mercurio salía por destilación y se recuperaba, dejando una pasta de plata de alto grado.

#### CIANURACION.

Este proceso se utiliza para la extracción de oro y plata. La plata se disuelve más lentamente en los cianuros alcalinos que el oro. Los sulfuros de plata se disuelven muy lentamente y requieren gran exceso de cianuro de sodio. Como éste entra en muchas reacciones secundarias, un largo ciclo entraña un aumento en la cantidad de cianuro consumido. Por esto las menas de sulfuros se preparan frecuentemente por tostación oxidante o clorurante. El cianuro empleado es casi exclusivamente el de sodio.

Algunas veces se emplea el procedimiento de cianuración junto con el de amalgamación, los residuos de este último son cianurados para mejorar el rendimiento total.

#### LIXIVIACION.

El cloruro de plata es soluble en la salmuera concentrada y en el tiosulfato de sodio y se han ideado procedimientos para transformar las menas de sulfuros en cloruros y después lixiviar. La mena que se va a clorurar debe estar a -10 mallas, se mezcla con 10% de sal y se tuesta en un pequeño horno de reverbero. Se oxidan los sulfuros de plata a sulfatos, los cuales reaccionan con el cloruro de sodio y forman cloro y ácido clorhídrico que a su vez convierten la plata y los compuestos de plata en cloruros.

En el proceso de Augustin, el cloruro de plata se disuelve en cloruro de sodio y la plata se precipita por medio de cobre.

#### PLATA DEL PROCESO DE EXTRACCION DE COBRE.

En los procesos de extracción de cobre, la plata es arrastrada en los concentrados de cobre, y se conserva también en la fundición.

El cobre blister se trata térmica y electrolíticamente para obtener un cobre dentro de las especificaciones del mercado 99.98 % Cu. En el proceso térmico se elimina principalmente S y en la refinación electrolítica los valores de Au y Ag se recuperan en forma de lodos anódicos, que contienen generalmente de 93 a 186 Kg de Ag/Ton, de 1.5 - 9.3 Kg Au/Ton, 100 - 300 Kg Cu/Ton, un ligero porcentaje de Se, Te, Sb, As y hasta 20% Pb. El peso de lo--

dos se lixivian con ácido sulfúrico diluido caliente con aereación para disolver cobre y algo de telurio y selenio. Los lodos tratados contienen de 186 - 373 Kg Ag/Ton, 2-4% Cu, 6-5% Pb, - 2-7% Se, 3-14% Fe y pequeños % de Sb y As, junto con el oro y metales del grupo del platino.- Los lodos se tratan con soluciones causticas -- con sales de nitro para llevar a solución Se y Te en forma de seleniatos y telurios de sodio. Los lodos lavados se llevan a fundición para -- formación de placas de Doré junto con el Doré - recuperado en la refinación de Pb.

#### PLATA DEL PROCESO DE EXTRACCION DEL PLOMO.

De la misma forma que en la extracción del Cu, la plata tiene gran afinidad con el plomo. Así, los valores de Ag y Au, así como otras impurezas como Sb, Sn, As, S, Te, - Bi son eliminados del plomo por varios procesos. Harris para eliminar As, Sn y Sb, el proceso Parkes para separar Ag - Au en forma de un intermetálico con Zn; Harris para eliminar Zn y Betterton para eliminación de Bi.

El proceso de desplatación de -- plomo con Zn se forman natas de intermetálico con punto de fusión mayor que el plomo, éstas se separan y se tratan en retortas para destilación de Zn, el metal de retorta se trata con -- S<sup>o</sup> para eliminar Cu y finalmente el metal final de retorta se lleva al horno de copela. El Doré de la copela se molde en placas (ánodos de Doré, que contienen de 94.0 a 18.5% Ag, 1.0 a - 5.0% Au, 0.3 a 1.3% Cu y elementos del grupo -- del platino hasta un décimo de la cantidad del oro. Los ánodos de doré se electrolizan en una solución de nitrato que contiene de 40 a 140 g-

Ag/l y de 5 a 80 g Cu/l, a un pH de 3.8 a 6.0 - La densidad de corriente del ánodo es del orden de 4.29 a 6.44 amp/dm<sup>2</sup>. La plata de más de --- 99.9 de pureza se deposita en cristales en forma de aguja en el cátodo, se cosecha, se lava, se funde y se vacía en barras comerciales de un peso aproximado de 1100 oz. troy. (31.18 Kg.).

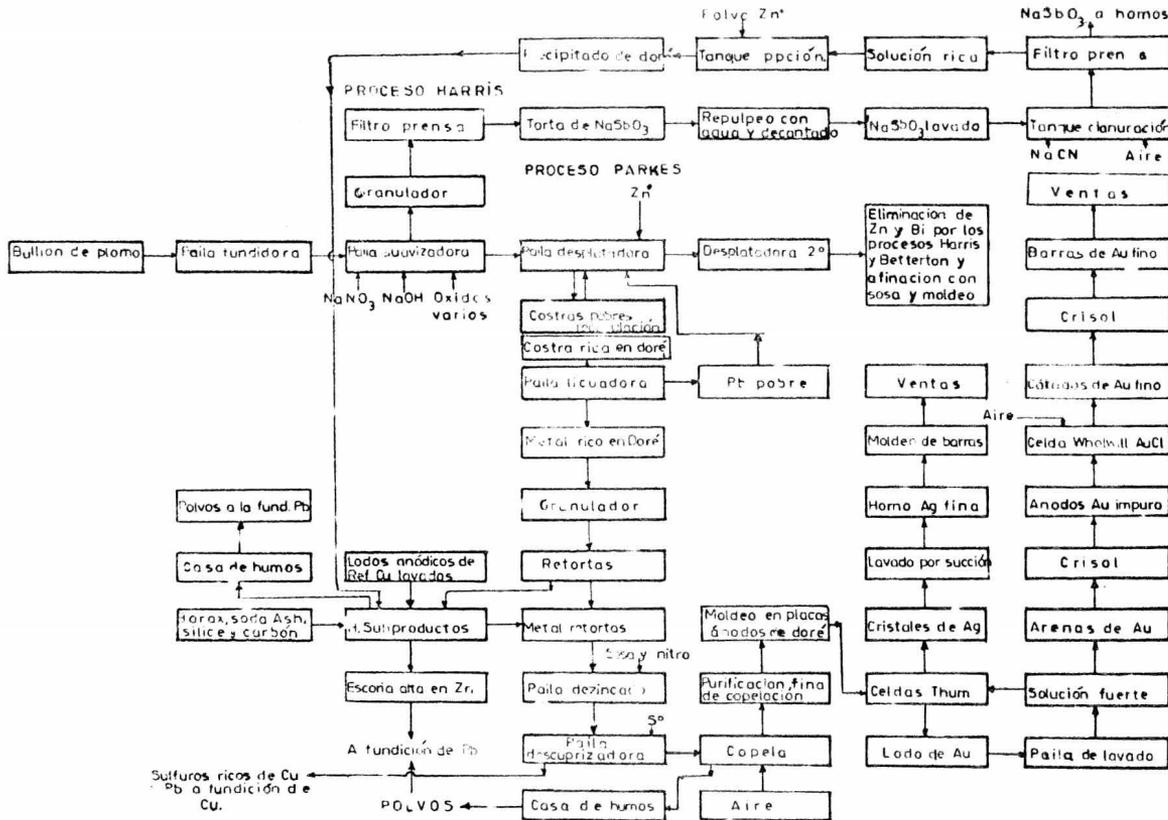
Los metales oro y platino no se disuelven pero en el ánodo se reporta un limo o lodo de oro el cual se recoge en la bolsa del ánodo o diafragma. Los metales base se acumulan en el electrolito que se purga periodicamente.

Las celdas son de dos tipos. La celda Moebius es de aproximadamente 76 x 76 x 60 cm. y los ánodos y cátodos cuelgan verticalmente en forma alterna. Los ánodos están en--- vueltos en una bolsa para recoger el lodo de -- oro. Un agitador entre cada cátodo y ánodo raspa los cristales de la hoja del cátodo de donde caen a una canasta en el fondo. Esto facilita la remoción y drene de los cristales.

En las celdas Balbach-Thum el cá todo está en el piso de la celda y los ánodos descansan en una canastilla suspendida en el -- borde de la celda. La canastilla tiene un dia-- fragma para recoger el lodo de oro. Los cristales de plata se rastrillan del fondo.

Las celdas Moebius requieren menor área y menos voltaje. Las celdas Thum requieren menos trabajo de operación, y los ánodos se consumen completamente.

DIAGRAMA DE FLUJO PARA RECUPERACION DE AU Y AG DE UNA REFINERIA DE PLOMO



## PERSPECTIVAS DE LA PLATA

La plata tiene mejores perspectivas para el mercado que cualquier otro metal. El suministro es relativamente estable, - porque más de 75 % de la producción de plata es un subproducto en la obtención de metales base.

Hay producción primaria insuficiente capaz de responder al incremento de -- precios. La plata también es relativamente inelástica en demanda, debido a que poca plata se requiere en muchos de sus usos, tales como fotografía, electrónica y plateador. La cotización no tiene efectos directos en sus usos.

### PRODUCCION DE PLATA EN EL MUNDO (MILLONES Oz.Ty)

País	1970	1971	1972	1973	1974	1975
México	42.8	36.7	37.5	38.8	40.0	42.0
Perú	39.8	38.4	40.2	42.0	40.0	38.0
Canadá	44.3	46.0	44.8	47.5	42.1	38.0
U. S. A.	45.0	41.6	37.2	37.8	33.8	35.0
Otros países de Centro y Sudamérica.	16.0	16.2	17.0	17.2	17.0	17.0
T o t a l	187.9	178.9	176.7	183.3	172.9	170.0
Otros países -- (excluye al mundo comunista).	64.0	68.0	68.7	70.0	68.6	65.0
	251.9	146.9	245.4	253.3	241.5	235.0

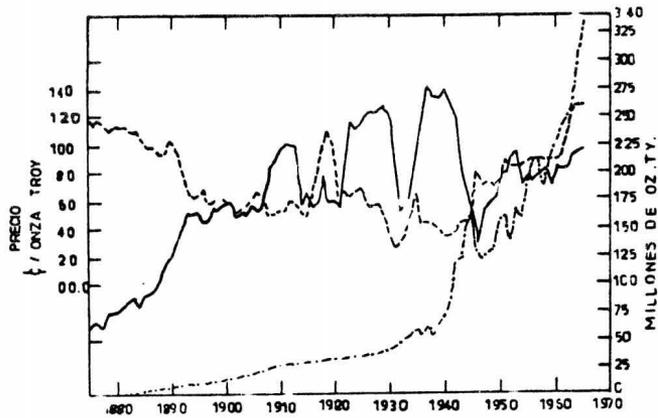
### PRECIO DE LA PLATA EN 1975 (centavos de dolar por Oz.Ty.)

Enero	491.250	Julio	470.455
Febrero	437.000	Agosto	492.510
Marzo	433.150	Septiembre	451.595
Abril	420.918	Octubre	432.896
Mayo	453.810	Noviembre	433.241
Junio	448.914	Diciembre	408.486

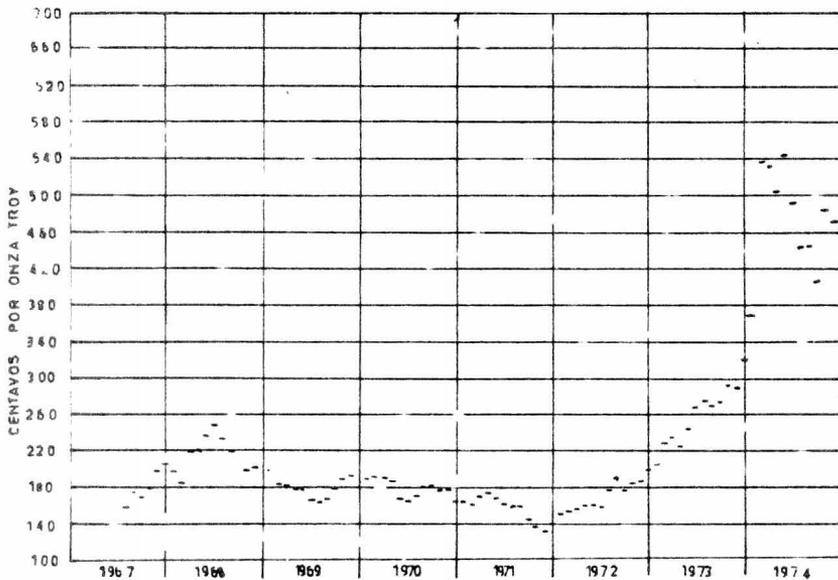
PROMEDIO ANUAL DE 1975 = 441.852

PRECIOS DE LA PLATA EN 1976.

Enero	396.500
Febrero	408.642
Marzo	418.973
Abril	435.337



— PRODUCCION MUNDIAL  
 - - - CONSUMO INDUSTRIAL MUNDIAL  
 - · - · - PROMEDIO ANUAL DEL PRECIO DE LA PLATA N.Y.



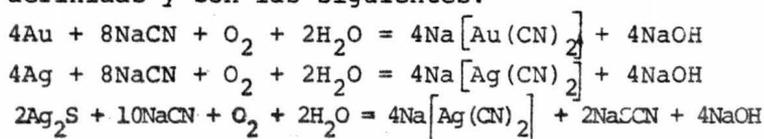
C I A N U R A C I O N

## TEORIA DE LA CIANURACION

La cianuración es la extracción del oro y la plata de sus minerales, mediante la acción disolvente de una solución de cianuro alcalino.

Tanto la plata, el oro, así como los sulfuros de plata y oro en contacto -- con estas soluciones se disuelven completamente. Se puede utilizar casi cualquier cianuro alcalino y la preferencia por el cianuro de sodio --- (NaCN) es debido a su bajo costo, ya que se han comparado los efectos disolventes de cianuro de amonio, sodio, potasio, manganeso, calcio y bario en la disolución del oro y la plata; encontrándose que el radical alcalino no tiene efecto en la acción disolvente del cianuro en particular. Por consiguiente el factor significativo para la disolución es el radical cianuro. - Por ejemplo, se tiene que una mol de cianuro de calcio puro pesando 92 g disolvería la misma -- cantidad de oro o plata como dos moles de cianuro de sodio puro pesando 98 g, debido a que su contenido de cianuro es el mismo en cada caso, - este es de 52 g.

Las reacciones que se llevan a efecto durante la disolución del oro y la plata bajo condiciones normales han sido bastante definidas y son las siguientes:



Como se observa en las reacciones anteriores es necesario el oxígeno para que se-

efectúen las reacciones, el oxígeno se puede suministrar mediante agentes químicos como el permanganato de potasio, óxido de manganeso, o ---bien otro tipo de sales (óxidos). En la pfactica el oxígeno se suministra haciendo burbujear aire a través de la solución con el mineral en suspensión. El cianuro de sodio se encuentra en el mercado en varios grados de pureza. Las soluciones de cianuro se hidrolisan de acuerdo a la reacción:



Esta descomposición por hi--drólisis en la solución de cianuro de sodio se debe especialmente a la cantidad de alcali li--bre en el cianuro. Si este alcalí es aprecia--ble, entonces la hidrólisis del cianuro no se--ría significativa. En ausencia apreciable de alcali libre, la hidrólisis puede retardarse --agregando cal a la solución.

En la práctica la adición de cal a una pulpa de cianuro es practicamente universal, no sólo para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis, sino también para neutrali--zar cualquier constituyente ácido del mineral --que de otra manera liberaría ácido cianhídrico; otro factor que afecta a las soluciones de cianuro es el dióxido de carbono presente en el --aire. El ácido carbónico siendo más fuerte que el ácido cianhídrico, descompone la solución alcalina de cianuro como sigue:



Esta reacción también se evita mediante la adición de cal (CaO) o por otros

alcalis. Tales alcalis deben mantener la alcalinidad en la solución y reaccionar con el ---- dióxido de carbono para formar compuestos ino-- cuos como carbonato de calcio.

EFECTO DEL TAMAÑO DE PARTICULA EN EL PORCENTAJE DE DISOLUCION.

Porcentaje relativo de disolución de oro y plata y sus aleaciones.- Usando 100 ml de solución de 0.10 % de NaCN, con 10 -- cm<sup>2</sup> de superficie de los metales y aleaciones,- un volumen constante de aire para la aereación- y con agitación, se ha determinado la disolu--- ción de oro y plata y dos aleaciones Au-Ag. Se observa que la plata se disuelve en la mitad -- del tiempo que el oro, las aleaciones se disuel-- ven entre el oro y plata casi en proporción a - las aleaciones. Ver tabla I.

Tabla I.

PROPORCIONES RELATIVAS DE LA DISOLUCION DE ORO, PLATA Y ALEACIONES ORO-PLATA.

Análisis del metal original		Proporción de disolución	Análisis de meta-- les disueltos.	
Au %	Ag %	mg/cm <sup>2</sup> /hora	Au %	Ag %
100.0	-----	2.99	100.0	-----
79.8	20.2	2.44	78.6	21.4
57.6	42.4	1.94	56.5	43.5
-----	100.0	1.54	-----	100.0

Cuando el oro libre se presenta - en cantidades apreciables en los minerales, la- práctica general es removerlo por otros métodos como trampas de oro, concentración gravimétrica,

etc., antes de la cianuración; de otra manera, estas partículas no pueden disolverse en un tiempo apropiado para la cianuración. Otra práctica es reducir dichas partículas en un circuito cerrado de molienda y clasificación que consiste en recircular las partículas mas pesadas de oro al molino hasta alcanzar un tamaño óptimo para pasar al clasificador dentro del circuito de cianuración.

Bajo lo que podría considerarse como condiciones ideales para la aereación y agitación, se ha encontrado que la proporción de disolución máxima de oro es  $3.25 \text{ mg/cm}^2/\text{hr}$ . Por cálculo ésta es equivalente a una penetración de  $1.68 \mu$  en cada lado de partícula plana de oro, o un total de reducción del espesor de  $3.36 \mu/\text{hr}$ . Así un pedazo de oro de  $44 \mu$  de espesor (a 325 mallas) no llevaría más de 13 horas, y un pedazo de  $149 \mu$  de espesor (100 mallas) no más de 44 horas para disolverse. La plata metálica de las mismas características llevaría dos veces más para disolverse.

#### EFECTO DEL $O_2$ EN LA DISOLUCION DEL ORO.

El uso de oxígeno o de un agente oxidante resulta necesario para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. Agentes como el peróxido de sodio ( $Na_2O_2$ ), permanganato de potasio, bromo y cloro se usaron con un éxito relativo en el pasado, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones en el manejo de éstos, se han desechado en la práctica actual. La siguiente tabla (II), muestra el efecto del oxígeno en el

porcentaje de disolución.

Tabla II.

EFEECTO DEL O<sub>2</sub> EN LA DISOLUCION DEL ORO.

% Oxígeno	% Disolución
0.0	0.40
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

EFEECTO DE LA ALCALINIDAD EN LA DISOLUCION DE AU--  
Y AG.

La protección alcalina en la solución de cianuro se mantiene por el uso de alcalis como hidróxido de sodio, carbonato de sodio e hidróxido de calcio, resultando este último el más efectivo. Las funciones que presentan los alcalis en la cianuración son:

- 1.- Evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis.
- 2.- Evitar la pérdida de cianuro por la acción de bióxido de carbono presente en el aire.
- 3.- Descomponen los bicarbonatos del agua que se usa en el circuito de molienda.
- 4.- Neutralizan los compuestos ácidos, tales como sales ferrosas, sales tánicas y sulfato de -- magnesio del circuito de molienda.
- 5.- Neutralizan los constituyentes ácidos del mineral.
- 6.- Se comportan como un auxiliar en la precipitación de partículas finas del mineral para que la solución rica pueda separarse de los minerales cianurados.
- 7.- Mejoran la extracción en minerales que contienen teluros, plata rubí, etc., que se descomponen más fácilmente en altas alcalinidades.

## EFEECTO DE LA TEMPERATURA EN LA CIANURACION.

Al aplicarle calor a una solución de cianuro que contenga oro, afectan dos factores opuestos en la proporción de disolución; el aumento de temperatura se esperaba que aumentara la actividad de la solución y así incrementara el porcentaje de disolución de oro. Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno en la solución disminuiría debido a que la solubilidad de los gases disminuye con el incremento de temperatura.

Usar calor en la cianuración resulta una práctica incosteable para la extracción del oro, debido al costo del calentamiento de la pulpa y la solución; se incrementa la descomposición del cianuro, debido al calentamiento; se aumenta el consumo del cianuro, debido a la acelerada reacción entre el cianuro y los minerales tales como el sulfuro de hierro, el sulfuro de cobre, etc.

## INTERFERENCIAS.

El óxido de Zn y Cu causan un alto consumo de cianuro a la fácil solubilidad de los óxidos; los sulfuros de Cu, Zn y Fe reaccionan también, pero de una manera más lenta con las soluciones de cianuro.

El Cu es uno de los elementos que presentan interferencias frecuentes en la cianuración. El contenido de cobre puede ser menor de 0.10 %, pero sus efectos tanto en la disolución, como en la precipitación del oro, puede ser muy marcada, No sólo los minerales de cobre se disuelven en las soluciones de cianuro, -

sino que la formación de complejos cianógenos de cobre así formados indirectamente afectan la disolución del oro e incrementan el consumo de cianuro.

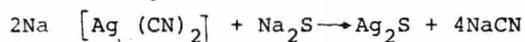
También el Zn forma complejos cianógenos, pero sus efectos en la disolución del oro son menos marcados que los del cobre. En el caso de cianuración de minerales de plata, el Zn presenta mayores problemas en la extracción de la plata.

Practicamente todos los minerales tratados por cianuración contienen minerales de fierro, además el equipo de cianuración de la planta con el que las soluciones de cianuro entran en contacto con recipientes de fierro o acero en su mayoría. Pero las soluciones de cianuro con el fierro metálico tienen poca acción.

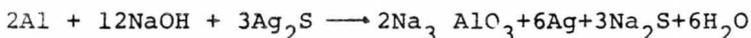
Los cianuros, sin embargo, reaccionan facilmente con las sales solubles de Fe y apreciablemente con algunos minerales de Fe, formando numerosos complejos cianógenos, por tanto sus efectos en la extracción del oro y en el consumo de reactivos resultarían apreciables.

#### PRECIPITACION DEL ORO Y LA PLATA CONTENIDOS EN LA SOLUCION CIANURADA.

Los métodos más importantes que se utilizan en la actualidad para este proceso son: la precipitación con sulfuro de sodio que se utiliza para minerales que contienen unicamente plata. Al agregar a la solución el sulfuro de sodio, la plata precipita en forma de sulfuro según la reacción:

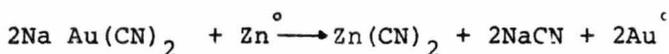


El precipitado se filtra y -- se trata con aluminio y solución de hidróxido de sodio:



Al usar el hidróxido de sodio en exceso, el sulfuro de sodio empleado para la precipitación se regenera.

El otro método que se utiliza para la precipitación del oro y la plata, consiste en utilizar Zn metálico o polvo de zinc. La cantidad de Zn usado para la precipitación de metales preciosos depende grandemente de la cantidad de oro y plata presente en la solución; aún cuando existen otros factores: como el contenido de oxígeno, fuerza del cianuro y alcalinidad, -- que juegan un papel muy importante. Para los minerales de oro, la solución rica que va a precipitación rara vez lleva más de 2.8345 g Au/Ton, y la cantidad de Zn necesario para la precipitación podría ser menor de 14.17 g/Ton (0.5 onzas/Ton), consecuentemente tales soluciones de cianuro son bajas en contenido de Zn. La reacción que se efectúa es la siguiente:



En la cianuración de minerales de plata, la solución rica puede llevar hasta 283.5 g/Ton (10 onzas Ag/Ton). Por tanto es necesaria una gran cantidad de Zn para precipitar esta plata, con el resultado que soluciones de hasta 0.10 % Zn no sean raras en la operación.

Por tanto los problemas de formación de complejos de Zn son más frecuentes en la cianuración de minerales de plata que en la de minerales de oro.

METODO DE RECUPERACION DE  
ORO Y PLATA POR MEDIO DE -  
CARBON EN PULPA

## USO DEL CARBON ACTIVADO

La aplicación del carbón activado en la recuperación de plata y oro, de soluciones lixiviantes, de cianuros y pulpas cianuradas, permiten el uso de procesos de lixiviación, relativamente simples y de bajo costo. El proceso de carbón en pulpa para minerales finamente molidos, agrupa los complejos de oro y plata, de la pulpa del mineral lixiviado en los gránulos gruesos de carbón, agitados con la pulpa. El carbón cargado de oro y plata se recupera por tamizado.

Al carbón cargado se le elimina el oro y la plata, reactivando si es necesario, y se recircula al circuito de carga (circuito de adsorción).

La recuperación de oro y plata del carbón cargado, se lleva a cabo con una solución caliente (93°C) de Na CN 0.1 % y Na OH 1.0 %, en circuito cerrado con una celda de recuperación electrolítica de oro y plata. La operación de descargue del carbón cargado de 6220 a 12440 g Au/Ton bajó el contenido de oro a aproximadamente 311.03 g./Ton, en un tiempo de 6 horas. Las pruebas piloto del Centro de Investigación de Metalurgia de Salt Lake City, mostraron que se requiere de 24 a 48 horas para descargar el carbón, consumiendo de 15.9-18.2 Kg NaOH y 1.8-2.2 Kg NaCN por tonelada de carbón descargado. Las investigaciones en dicho centro mostraron que la lixiviación a presión del carbón cargado con oro, con solución de NaCN y NaOH a temperaturas mayores de 100° C, disminuyen el tiempo de remoción del oro.

## DESCRIPCION DEL CARBON

El carbón activado, adecuado para la recuperación del oro, está hecho de cáscaras de nuez, huesos de frutas, carbón bituminoso, residuos de petróleo, madera y otros materiales carbonosos. Para el servicio de los procesos de carbón en pulpa y columna de cama movible, se requieren carbones duros, resistentes a la abrasión, como el preparado de cáscaras de coco. El carbón activado adsorbe eficientemente el complejo iónico aurocianuro de la solución, y puede ser recuperado con una solución caliente de NaOH y NaCN. La plata también es adsorbida y recuperada, pero no tan eficientemente como el oro.

Después de varios usos el carbón pierde su actividad y puede ser reactivado calentando el carbón, inicialmente húmedo; en horno calentado indirectamente; de operación continua y cerrado a la atmósfera; durante un tiempo mínimo de 20 minutos, a una temperatura de 600-900°C, dependiendo de la edad en servicio del carbón.

Al usar una columna a contracorriente o contacto del carbón a pulpa, se pueden cargar gránulos de carbón a más de 28.00 Kg de Au/Ton de soluciones de NaCN del molino con un grado de 3.103 - 6.226 g, mientras se mantienen soluciones estériles de 0.006 g.

En una columna a contracorriente la solución estéril tiene una velocidad de flujo de 8.15 l.p.m./dm<sup>2</sup>; se usa carbón activado recientemente de -10+20 mallas y un mínimo de 3 etapas de contacto.

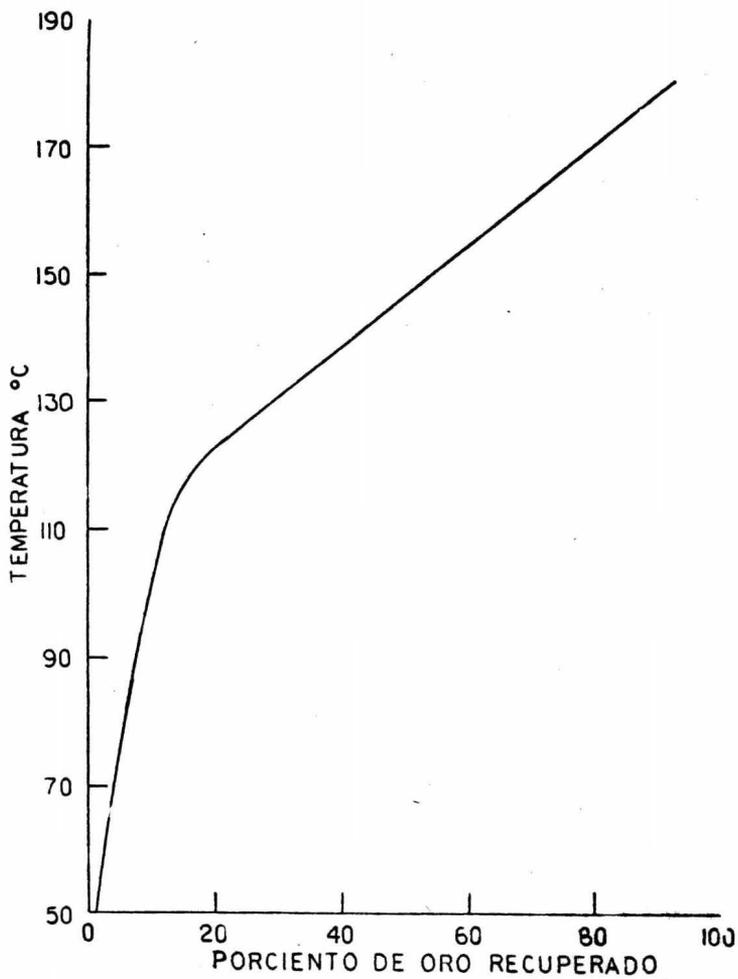


FIGURA 1.-INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA EN LA  
RECUPERACION DE ORO DEL CARBON  
ACTIVADO.

El tratamiento de carbón en pulpa tiene 4 etapas de contacto, de 1 hora cada una, con pulpa de 45 % de sólidos, que contienen aproximadamente 8 grs. de carbón de -10+20 mallas por litro de pulpa. El carbón grueso -6+16 mallas adsorbe oro a una velocidad ligeramente inferior, y requiere por tanto mayor tiempo de contacto. Aproximadamente 12.50 kg de oro se consideran una carga práctica.

Los tamaños de carbón comercial de -6+16 mallas o -10+28 mallas son convenientes para la aplicación de carbón en pulpa y columna.

Los precios del carbón varían de 5.00 a 25.00 \$/Kg., dependiendo de la materia prima y de la preparación.

INVESTIGACION DE LABORATORIO (Pruebas a temperaturas menores de 100° C.).

Se trabajó un carbón activado de coco de -10+28 mallas, cargado a 4.789 kg / Ton de carbón.

Las pruebas se hicieron agitando un volumen de carbón cargado con cinco volúmenes de solución de 0.1 % NaCN y 1.0 % NaOH, a varias temperaturas a presión atmosférica. -- Los datos mostrados en la gráfica (1) indican -- que sólo el 8 % del oro fué disuelto del carbón a 90°C.

Pruebas a temperaturas mayores de 100°C. - Los resultados de las pruebas de equilibrio bajo presión, a más de 100°C. también se muestran en la gráfica (1). La máxima disolución de oro obtenida aproximadamente a 180°C. -- fué cercano al 93 % del oro en el carbón. En -- pruebas posteriores los resultados mostraron que al incrementar la temperatura de 180°C. a 200 a-

220°C., el NaCN se descomponía y precipitaba -- oro metálico en el carbón.

Experimentación de recuperación en columna (elutriador).- Se efectuaron experimentos en una columna de flujo ascendente de cama estática, usando un carbón de 4789 kg. de Au/Ton de carbón, y una solución 0.1 % de -- NaCN y 1.0 % de NaOH a 90°C., con un tiempo de retención de 30 minutos; el 79 % del oro se disolvió en 18 volúmenes de columna\* de solución, con una concentración máxima de 150 mgAu/l. Para concluir la investigación se contruyó un aparato de disolución a presión, para trabajar a -- temperaturas superiores a 100°C.

Temperaturas superiores a -- 100°C.- Los resultados obtenidos se muestran en la tabla (1) y en las gráficas (2 y 3).

#### COMPOSICIÓN DE LA SOLUCION DE RECUPERACION.

Se electrolizan las soluciones de recuperación que contienen oro, para retirar la mayoría de éste a menos de 10 ppm, y recircularlas al extractor de recuperación. La concentración de reactivos se redujo al mínimo compatible con los requerimientos de conductividad eléctrica de la celda de electroganancia de oro. En la práctica aproximadamente el 4 % de NaOH equivalente fué la concentración de reactivo mínimo factible. Todas las soluciones se enfriaron a 90 °C. para la electrólisis en celdas abiertas. Los resultados de investigar varias soluciones de recuperación indican que era - permisible una amplitud considerable en composiciones.

\* El volumen de columna o volumen de cama es el volumen equivalente de carbón húmedo asentado en la columna o proceso.

RESULTADOS DE LA RECUPERACION A PRESION DE ORO DEL CARBON ACTIVADO.

Prueba	Presión Kg/cm <sup>2</sup> .	Temperatura de disolu- ción °C.	Tiempo de reten- ción min./vol.	Ensaye de oro g/Ton. carbón			Distribución de oro % carbón	
				cargado	descargado	solución * prom. 6 vol.	descargado	solución total
1	3.7	154	15	4790.0	46.7	349.6	1.0	99.0
2	3.7	166	15	4790.0	59.1	348.5	1.2	98.8
3	3.7	165	15	8335.6	149.3	603.7	1.8	98.2
4	3.7	165	9	8335.6	292.4	593.1**	3.5	96.5
5	3.7	156	15	12659.0	964.2	1035.1	7.6	92.4

\* Incluye un volumen de solución acondicionadora y ajustada para pérdidas por vapor.

\*\*Cinco volúmenes.

Tabla 1.

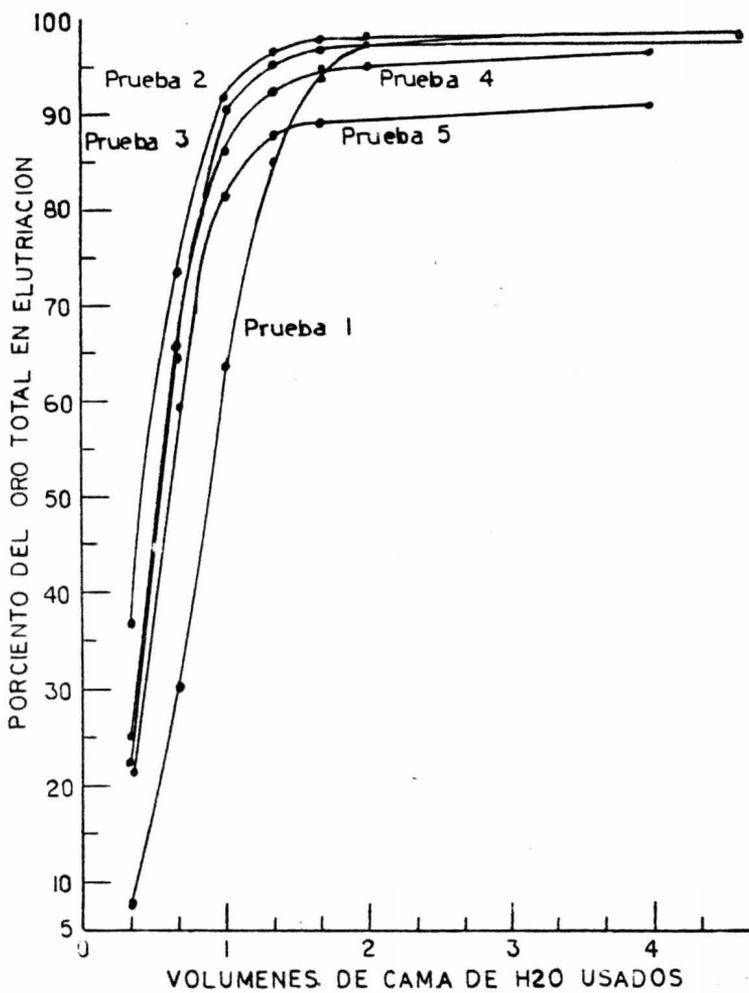


FIGURA 2. ELUTRIACION DE ORO DEL CARBON ACTIVADO CON AGUA A 155°-165°C

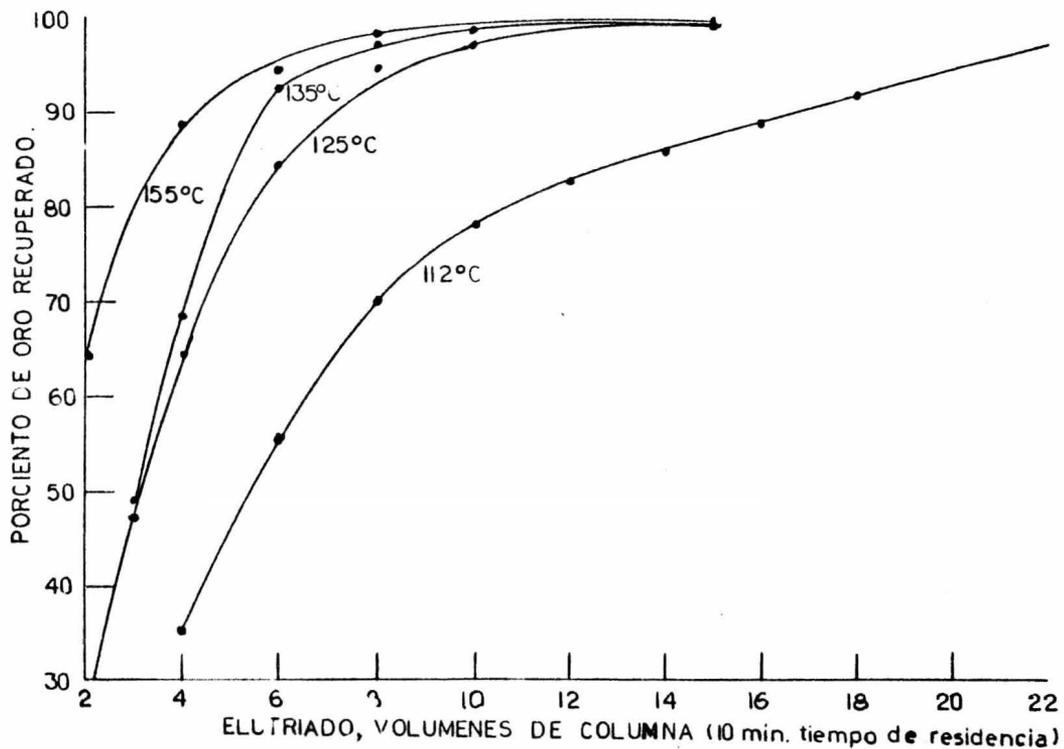


FIGURA 3.- INFLUENCIA DE LA TEMPERATURA EN LA RECUPERACION DE ORO DEL CARBON ACTIVADO.

Se obtuvo una recuperación satisfactoria acondicionando el carbón cargado con un volumen de columna de solución de 1.0 % de NaOH y 0.1 % de NaCN durante 30 minutos, y -- después disolviendo el oro con una solución a 0.4 % de Na OH y 0.03 % de NaCN durante 3 horas. Se obtuvieron resultados igualmente satisfactorios sin acondicionamiento, disolviendo en 3 horas con 0.4 % NaOH con o sin NaCN.

#### RECIRCULACION DEL CARBON.

Efecto de ciclos de cargas y descargas repetidas sin reactivar el carbón.-En la descarga el carbón no pierde su efecto y su capacidad de recuperación en la carga de oro -- disminuye de 99.5 % del carbón nuevo a 96.5 % - en el cuarto ciclo. Así, la reactivación externa después de 4 ciclos es recomendable. La pérdida de actividad en adsorción de oro es causada aparentemente por cationes contaminantes, coloides, materiales orgánicos, y por mecanismos-complejos no completamente entendidos. La reactivación del carbón se logra tratándolo térmicamente.

Consumo de reactivos.- El -- consumo varía ampliamente dependiendo de la composición de la solución de recuperación y factores de operación y presión, tiempo de recuperación, y temperatura. Datos tentativos muestran que el consumo de NaCl varía de nada (cuando no se agrega) hasta 6.8 Kg/Ton de carbón. - El uso de sosa varía de 5.9 a más de 27 Kg/Ton de carbón. En condiciones óptimas es aproximadamente 5.9 a 9 Kg/Ton de carbón, sin agregar - cianuro. En comparación con el sistema de recuperación a presión atmosférica, requiere de 16-

a 18 Kg de sosa, y de 2 a 2.25 Kg de cianuro.

Conclusión.- La recuperación a presión, de oro del carbón granular cargado a temperaturas de 150°C. a 160°C. permite la remo ción del oro en un tiempo de 2 a 6 horas, en -- comparación de las 24 a 30 horas requeridas para la disolución a presión atmosférica. El con sumo de sosa en el sistema a presión es de 5.9 a 9.0 Kg/Ton de carbón, aproximadamente la mitad del requerido en el proceso atmosférico. La solución de recuperación puede ser electroliza da para recuperar el oro, y entonces recircular la para recuperación. El carbón descargado pue de reusarse 3 o 4 ciclos sin reactivación exter na.

P R U E B A S   C O R R I D A S

## DISEÑO DE LA PRACTICA

Material: Cola de la planta Fluorita.

Análisis Promedio de la Presa de Jales:

0.25 g Au/Ton; 30 g Ag/Ton; 0.55 % Pb;

0.11 % Cu; 0.80 % Zn; 3.07 % Fe; 0.18%

Mn; CaF<sub>2</sub> 4-5% y SiO<sub>2</sub>.

Método para recuperación de Ag: Cianuración.

Equipos: Tanques Pachuca; Frascos; Equipo de Agitación Mecánica y Planta Piloto.

Reactivos: NaCN, CaOH, Carbón Activado, Agua y Aire

Factores que se estudian para determinar la optimización del proceso.

I.- Determinación de Molienda Apropriada.

II.- Determinación de % de Alcalí Protector.

III.-Determinación de Densidad de Pulpa.

IV.- Determinación de % de Cianuro Adecuado.

V.- Determinación de Tiempo de Agitación.

Prueba de Factibilidad de Acuerdo a la Literatura. ( 4 )

Carga: 1000 g

Agua: 3000 c.c.

Sólidos: 25 %

NaCN: 0.25 % - 7.5 g

CaO: 1.0 % -30.0 g

Equipo: Tanque Pachuca.

Tiempo de agitación: 3.00 horas.

	Au g/Ton	Ag g/Ton	Pb%	Cu%	Zn%	Fe%	Mn%
Cabeza Agitación:	0.25	32	0.55	0.12	0.85	3.07	0.18
Cola Agitación:	0.00	19	0.55	0.08	0.80	2.98	0.15

## Resultados

Recuperación Au: 100.00%                      Conc.  
Recuperación Ag: 40.62%                      NaCN Final: 0.115%  
Consumo NaCN: 4.02 g = 4.02 Kg/Ton

Los resultados de esta prueba nos indican un alto consumo de NaCN, y relativamente baja recuperación de Ag. Por lo que se seguirán los pasos para la optimización de proceso para nuestro material específico.

### I.- Determinación de la Molienda más apropiada.

Producto	Peso Malla	Peso %	Ley de Cabeza	Peso %	Ley de Cola Ag	Recuperación %
+ 48	2.37	24	2.47	----	----	----
+ 65	5.40	18	5.40	16		11.11
+ 100	12.05	17	11.90	13		25.53
+ 150	12.00	20	11.67	15		25.00
+ 200	10.80	20	11.06	15		25.00
+ 325	15.57	25	14.87	18		28.00
- 325	41.83	54	42.63	25		53.70

Los resultados obtenidos en esta prueba indican mejores recuperaciones de Ag en moliendas de - 100 Mallas, resultando la mejor el producto de - 325 Mallas. La razón del porqué aumenta la recuperación a menor tamaño de partícula es debido al incremento del área de contacto.

### II.- Determinación de % de Alkali Protector.

Carga: 200 g                      Molienda: 99.91% - 200 Mallas  
Sólidos: 25 %                      NaCN. 0.25% - 1.5 g  
Agua: 600 c.c.                      Tiempo de Agitación:  
24 Horas.

Frasco	% Cal	Cal g
1	0.00	0.0
2	0.20	1.2
3	0.40	2.4
4	0.60	3.6
5	0.80	4.8
6	1.00	6.0

Solución Rica:

Frasco	NaCN %	% CaO	Volumen c.c.
1	0.148	-----	800
2	0.219	0.31	830
3	0.260	0.61	650
4	0.269	0.74	630
5	0.208	0.84	1050
6	0.263	0.82	710

Solución Lavado:

Frasco	NaCN %	CaO %	Volumen c.c.
1	0.014	-----	600
2	0.050	0.05	400
3	0.040	0.35	800
4	0.060	0.60	850
5	0.058	0.62	1700
6	0.035	0.80	1250

Frasco	Cabeza g Ag/Ton	Cola g Ag/Ton	NaCN Consumo Kg/Ton	Recuperación Ag %
1	38	5	3.060	86.84 %
2	38	5	0.186	86.84 %
3	38	5	---	86.84 %
4	38	8	---	78.95 %
5	38	7	1.260	81.58 %
6	38	-	---	81.58 %

Recuperación en base a contenidos Metálicos.

Frasco	Sol. Rica	+ Sol. Lavados	+ Colas	Total	%Recuperación
1	0.320	1.38	0.1	1.800	94.44
2	0.415	1.12	0.1	1.635	93.88
3	0.650	0.64	0.1	1.390	92.80
4	0.819	0.425	0.16	1.404	88.60
5	1.580	0.550	0.14	2.370	94.09
6	1.420	0.875	0.14	2.425	94.25

La concentración de CaO más adecuada, según los resultados obtenidos en la práctica es de 0.80-1.0 %, debido a mejores recuperaciones en contenidos metálicos y menores consumos de NaCN.

Nota: El consumo de NaCN es negativo, esto era de esperarse, ya que nuestra materia prima es el desecho de la planta concentradora de minerales sulfurados, -- donde emplean NaCN como reactivo. Ver la tabla siguiente.

Frasco	Sol. Rica Cont. NaCN	+ Sol. Lav. Cont. NaCN	NaCN agregado	Consumo Kg/Ton NaCN
1	1.184	0.084	1.5	0.23 1.160
2	1.817	0.200	1.5	-0.517 -2.580
3	1.690	0.340	1.5	-0.530 -2.650
4	1.090	0.510	1.5	-0.700 -3.500
5	2.184	0.638	1.5	-1.322 -6.610
6	1.186	0.820	1.5	-1.180 -5.900

### III.- Determinación de Densidad de Pulpa.

Carga: 200 g Molienda 98.84 % - 200 Mallas  
 NaCN: 0.25 % (0.5, 1.0, 1.5, 2.0, 2.5, 3.0 g)  
 CaO: 1.0 % (2, 4, 6, 8, 10, 12 g)

Frasco 1;	1: 1 = 50%	Sólidos - 200 c.c.	Agua
Frasco 2;	2: 1 = 33	" - 400 "	" "
Frasco 3;	3: 1 = 25	" - 600 "	" "
Frasco 4;	4: 1 = 20	" - 800 "	" "
Frasco 5;	5: 1 = 16.6	" -1000 "	" "
Frasco 6;	6: 1 = 14.2	" -1200 "	" "

#### Solución Rica

Frasco	NaCN %	CaO %	Volumen c.c.
1	0.122	0.600	410
2	0.227	0.730	580
3	0.242	0.841	670
4	0.313	0.930	880
5	0.299	1.109	1300
6	0.355	1.070	1390

#### lo. Lavado

1	0.021	0.57	600
2	0.030	0.66	500
3	0.041	0.64	500
4	0.058	0.74	500
5	0.057	0.82	500
6	0.067	0.69	500

#### Recuperación en Base al Ensaye

Frasco	Ag g/Ton Cabeza	Ag g/Ton Cola	%Recuperación	%Sólidos
1	35	7	80.00	50.00
2	35	7	80.00	33.33
3	35	8	77.14	25.00
4	35	7	80.00	20.00
5	35	7	80.00	16.67
6	35	7	80.00	14.28

Recuperación en Base a Contenidos Metálicos.

Frasco	Sol. Rica	Sol. Lavados	Cola	Tot'al	%Recuperación
1	0.410	1.20	0.14	1.750	92.00
2	0.087	1.15	0.14	1.377	89.83
3	1.510	0.15	0.16	2.820	91.21
4	1.496	0.15	0.14	2.786	92.16
5	3.640	0.10	0.14	3.880	96.39
6	3.336	0.10	0.14	3.576	96.08

Contenido de NaCN en g

Frasco	Sol. Rica	Sol. Lavados	NaCN agregado	Consumo g	Kg/Ton
1	0.500	0.126	0.5	-0.126	-0.63
2	1.316	0.150	1.0	-0.466	-2.33
3	1.620	0.330	1.5	-0.452	-2.26
4	2.750	0.290	2.0	-1.040	-5.20
5	3.887	0.285	2.5	-1.672	-8.36*
6	4.934	0.310	3.0	-2.244	-11.22*

\*Cantidades exageradas.

Se hizo una serie de pruebas en las mismas condiciones, obteniendo los siguientes resultados - promedio:

Frasco	Relación Líq.-Sól.	%Sólido	cc Agua	%Recuperación Cont. Metálicos.
A	1 : 1	50	200	91.25
B	2 : 1	33	400	92.00
C	3 : 1	25	600	96.50
D	4 : 1	20	800	96.00
E	5 : 1	16.6	1000	95.75
F	6 : 1	14.2	1200	95.00

Ver gráfica 1.

Las mejores recuperaciones se logran a 25 % sólidos, los consumos de cianuro de todos los casos fueron negativos.

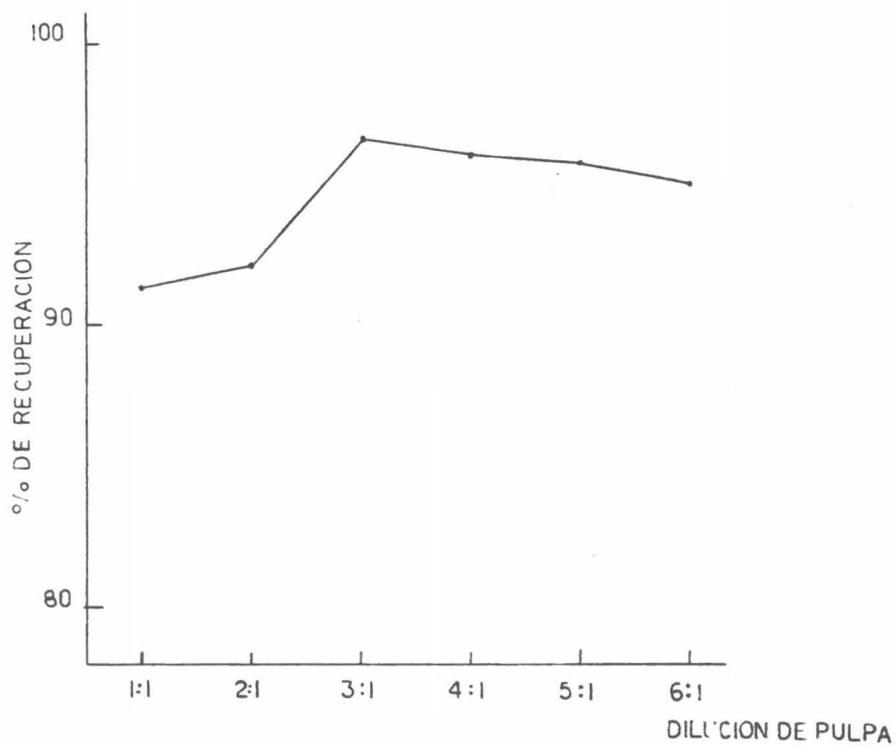


FIG. GRAF. I. RELACION DEL % DE RECUPERACION CON LA DILUCION DE PULPA.

IV.- Determinación del % NaCN adecuado.

Prueba "A"

Carga: 200 g cal 0.8 % Molienda 99% - 200 Mallas

Sólidos: 1 : 1 50 % Tiempo de Agitación 24 Horas.

Frasco	1	0.05 %	NaCN =	0.10 g
"	2	0.10 %	" =	0.20 g
"	3	0.15 %	" =	0.30 g
"	4	0.20 %	" =	0.40 g
"	5	0.25 %	" =	0.50 g
"	6	0.30 %	" =	0.60 g

Solución Rica	NaCN g	Cal %	Volumen c.c.	Consumo NaCN g	Kg/Ton
Frasco	1	0.004	0.48	400	0.096 0.48
"	2	0.002	0.36	490	0.198 0.99
"	3	0.009	0.64	530	0.291 1.46
"	4	0.020	0.66	450	0.380 1.91
"	5	0.026	0.35	520	0.480 2.40
"	6	0.047	0.63	475	0.560 2.80

Solución Lavados	NaCN g	Cal	Volumen
Frasco	1	0.0020	0.48 900
"	2	0.0020	0.39 1000
"	3	0.0030	0.56 900
"	4	0.0030	0.53 950
"	5	0.0045	0.57 1000
"	6	0.0060	0.49 1000

Solución Rica

Vaso	Muestra	Vol. c.c.	NaCN	Cal	Ag mg/l
1	Frasco 1	400	0.004	0.48	0.500
2	" 2	490	0.002	0.56	0.500
3	" 3	530	0.009	0.64	8.750
4	" 4	450	0.020	0.66	10.500
5	" 5	520	0.026	0.35	9.125
6	" 6	475	0.047	0.63	10.250

Sol. 1o. y 2o. lavados.

Vaso	Muestra	Vol. c.c.	NaCN	Cal	Ag mg/l
1	Frasco 1	900	0.0020	0.375	0.15
2	" 2	1000	0.0020	0.250	0.10
3	" 3	900	0.0030	0.375	0.15
4	" 4	950	0.0030	0.875	0.35
5	" 5	1000	0.0045	0.875	0.35
6	" 6	1000	0.0060	0.500	0.20

Prueba "B"

Carga 200 g Molienda 95% - 200 Mallas  
 Sólidos 3:1 + 25 % Cal: 0.8 % 4.8 g  
 NaCN = Variable Agua 600 cc Tiempo de Agitación:  
 24 Horas.

Frasco	1	0.05 % NaCN =	0.30 g
"	2	0.10 % NaCN =	0.60 g
"	3	0.15 % NaCN =	0.90 g
"	4	0.20 % NaCN =	1.20 g
"	5	0.25 % NaCN =	1.50 g
"	6	0.30 % NaCN =	1.80 g

Solución Rica

Frasco	NaCN %	Cal %	Volumen c. c.	Consumo NaCN g.	Kg/Ton.	Ag mg/l
"	0.009	0.81	770	0.2307	1.1535	3.750
"	0.028	0.74	840	0.4320	2.1600	5.250
"	0.061	0.82	725	0.5340	2.6700	6.125
"	0.091	0.75	760	0.6540	3.2700	6.250
"	0.122	0.81	790	0.7680	3.8400	6.125
"	0.159	0.78	730	0.8460	4.2300	7.125

Nota: En todas pruebas el oro se solubilizó totalmente.

De acuerdo a los resultados de estos dos tipos de experimentos es notorio que a mayor % de CN en solución aumenta el consumo del mismo en forma proporcional

y se obtienen mayores contenidos metálicos a altas conc.- de NaCN. Conforme a la literatura el consumo de CN aumenta por la formación de complejos Cu, Zn, y Fe, ahora que esto no es totalmente determinante ya que están en juego - el contenido de CN y el tiempo de agitación, por lo tanto se esperan los resultados de la próxima corrida donde la variable es el tiempo de agitación, y se toma como base - 0.25 % NaCN y 0.28 % NaCN por media de mayores contenidos metálicos en estas pruebas.

V.- Determinación de tiempo de agitación.

Prueba "A"

Carga: 200 g Molienda 100% - 200 Mallas  
 Sólidos: 25 % Agua 600 c.c.  
 NaCN: 0.25 %  
 CaO 0.8 %

Frasco	Tiempo Agit.	Cont. Ag. mg. Sol. Rica.	Cont. Ag. mg. Sol. Rica Cabeza	mg Ag	Recup. %	Cons. g.	NaCN Kg/Ton.
1	5 Horas	4.6875	1.100	7	82.68	0.378	1.89
2	10 Horas	4.1652	0.719	7	69.77	0.292	1.46
3	15 Horas	3.1875	1.312	7	64.28	0.388	1.94
4	20 Horas	3.3250	0.300	7	51.78	0.244	1.72
5	25 Horas	4.0000	---	7	57.14	0.150	0.75
6	30 Horas	3.3760	1.312	7	65.97	0.369	1.82

Nota: El ph se mantuvo de 12.1 a 12.6

Prueba "B"

Carga: 200 g Molienda 100 % - 200 Mallas  
 Sólidos: 25 % Agua 600 c.c.  
 NaCN = 0.28% = 1.721 g Cal: 0.826 % = 4.96 g

Frasco	1	-	3	Horas Agitación	
"	2	-	6	"	"
"	3	-	9	"	"
"	4	-	12	"	"
"	5	-	15	"	"
"	6	-	18	"	"
"	7	-	21	"	"

Frasco	Horas Agit.	Cont. mg Ag Sol. Rica	Cont. mg Ag Sol. Lav.	mg Ag Cabeza	Recup. %	Consumo g.	NaCN Kg/Ton.
1	3	4.725	0.2500	6.6	75.38	.041	.205
2	6	4.485	0.2375	6.6	71.55	-.303	-1.565
3	9	5.985	0.9600	6.6	90.68	-.751	-3.755
4	12	5.272	0.5250	6.6	86.82	-.337	-1.685
5	15	4.950	0.5250	6.6	82.95	-.365	-1.775
6	18	2.230	0.1050	6.6	35.68	-.347*	3.435
7	21	2.250	0.2500	6.6	37.88	-.233*	3.720

Los resultados obtenidos para la optimización del tiempo de agitación, indican mejor recuperación en el menor tiempo de la prueba "A" (5 Horas), después hay una recuperación mínima en 20 horas, luego se observa una tendencia a incrementar la recuperación a tiempos mayores.

La prueba "B" se realizó en periodos de tiempos intermedios a la prueba "A", proporcionando resultados similares.

Así determinados los factores, se procede a correr pruebas haciendo ligeras variaciones para la comprobación del buen funcionamiento del proceso; para ello se trabajó con tanque Pachuca y con muestras representativas de la Presa de Jales y de Colas de la Planta Fluorita de Parral, Chihuahua.

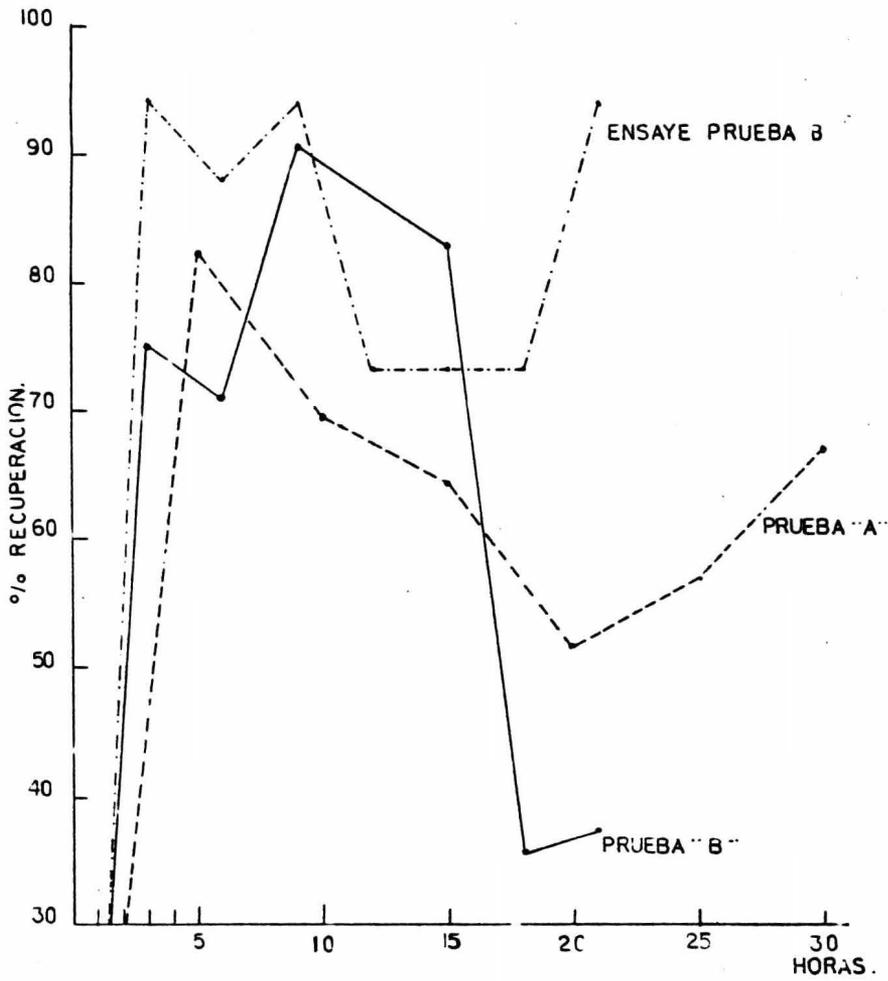


FIG. GRAF. 2. RELACION DE RECUPERACION CON EL TIEMPO DE AGITACION.



PRUEBA	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27		
MUESTRA	21	22	22	22	25	25	25	25	25	25	25		
ATRICIÓN % Sólidos	NO	NO	NO	50									
MOLINORA TIEMPO MIN	NO	NO	NO	35									
MOLINORA TIEMPO MIN	85	85	90	90	75	75	75	75	75	75	75	NO	
MILLA	100% - 315	100% - 315	100% - 315	100% - 315	100% - 315	100% - 315	100% - 315	100% - 315	100% - 315	NATURAL	100% - 315	NATURAL	
% Sólidos	6.5	6.5	6.5	6.5	6.5	6.5	6.5	6.5	6.5	NO	6.5	NO	
% NaCN	1.250	1.250	1.250	NO	0.18	0.180	0.181	0.181	0.181	NO	0.170	NO	
% CAD	3.00	3.00	3.00	NO	2.40	2.50	3.15	3.75	3.75	NO	2.16	NO	
ABITACIÓN % Sólidos	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	
INICIAL % NaCN	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	0.75	
FINAL % NaCN	0.90	0.90	0.90	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	
R.P.M.	900	900	900	900	900	900	900	900	900	900	900	900	
TIEMPO Hr.	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	
FINAL % NaCN	0.145	0.141	0.145	0.114	0.100	0.180	0.145	0.159	0.210	0.251	0.252	0.252	
FINAL % CAD	1.24	1.73	1.40	1.08	1.70	1.05	1.10	1.08	1.11	1.02	1.40	1.40	
SOLUCIÓN RICA VOLUMEN	3740	4000	4000	3510	3400	3450	3610	3710	3500	3900	4100		
% NaCN									201	0.271	0.200		
% CAD									1.10	1.40	1.76		
CONT. METÁLICA	17.52	22.320	19.100	31.525	12.740	7.590			20.880	17.400	24.600		
SOLUCIÓN 1 <sup>ra</sup> LAVADA VOLUMEN	3640	3310	4300	3000	3100	2800	3050	2960	2500	3000	2800		
% NaCN									0.077	0.045	0.180		
% CAD									1.21	1.50	1.10		
CONT. METÁLICA	2.184	4.641	1.777	0.870	1.120	0.840			1.250	0.960	2.332		
SOLUCIÓN 2 <sup>a</sup> LAVADA VOLUMEN	3840	3550	1100	3030	3020	2536	3440	2950	3000	3100	2900		
% NaCN									0.016	0.016	0.025		
% CAD									1.0	0.6	1.1		
CONT. METÁLICA	0.384	0.265	1.100	0.000	0.301				0.999	0.496	0.957		
MOLINO CONT. Hec.	8.460	13.194	3.600	3.040	4.370	11.600				5.016			
CABEZA	8	29	30	29	29	27	28	29	29	28	29		
PLA	7	8	12	16	11	8	10	11	13	9	13		
CONT. METÁLICA	20.980	41.020	15.190	37.165	18.191	21.050			25.129	25.918	27.669		
% RECUPERACIÓN	76.740		83.970		62.730	71.521			79.755	83.257	96.168		
% RECUPERACIÓN ENSAYE	81.57	12.41	60.00	44.83	62.07	71.41	64.28	62.07	55.17	67.86	65.17		
CONSUMO NaCN Kg TAN	0.15	0.27	0.24	0.78	1.50	2.10	0.15		1.20	0.57	NEGATIVO		
CONSUMO CAD Kg TAN	NEGATIVO		NEGATIVO	NEGATIVO	NEGATIVO								



COMENTARIO:

Lugar	Horas Aereación	Recuperación %	Ley de Cabeza-g Au/Ton.	Método
(3) Pachuca (Sta. Julia)	72	80.0 Jales	0.16	47.6 g Ag/Ton. Cianurada
(4) C. F. M.	48	80.0 Mineral	10.00	4 g Ag/Ton. Cianurada
(11) Homestake	20	92.3 Mineral	2.5	Carbón en Pulpa
(-) Parral, Chih.	3	94.0 Jales	0.25	30 g Ag/Ton. Carbón en Pulpa

La razón por la cual podemos recuperar 94.00 % de los valores en 3 horas, es debido a las características de nuestro material específico, que es de secho de la planta concentradora de Fluorita que a su vez trabaja con Jales de la planta concentradora de sulfuros.

En las pruebas realizadas se observó:

- 1) Los contenidos metálicos en las soluciones siempre dieron un % de recuperación mayor al de ensaye.
- 2) En todos los casos el consumo de cal fué negativo.
- 3) En general el consumo de cianuro es ligeramente negativo.
- 4) El laboratorio de ensaye del Depto. de Ge química corrió una serie de pruebas, dando resultados superiores a los obtenidos en nuestro laboratorio.

Los resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio son altamente satisfactorios, por lo cual se procede a efectuar corridas a nivel Planta Piloto.

CORRIDA EN PLANTA PILOTO

Se establecieron las condiciones de operación y el equipo se fué ajustando a las necesidades. Esta corrida se realizó de acuerdo a la literatura (11), con algunas modificaciones, conforme a nuestras experiencias.

Alimentación Promedio: 4.259 Kg/min.  
 Horas trabajadas: 29  
 Material tratado total: 7.410 Ton. Húmedas 3% Hzo  
 Material seco 7.187 Ton.  
 Descargue del molino: 68 % Sólido promedio  
 Derrame del clasificador: 8 % " "  
 Agitación 45 % " "  
 Carga seca total: 2.093 Ton.

Análisis	de	Cribas	(Pulpa)
	g	%	% Acom.
+ 48	--	---	---
+ 65	0.90	0.30	0.30
+ 100	8.30	2.78	3.08
+ 150	16.60	5.56	8.64
+ 200	29.00	9.72	18.36
+ 325	32.70	10.96	29.32
- 325	211.00	70.68	100.00
Total	298.50	100.00	

Tiempo total de Agitación 3 Horas  
 Cal 1.00 %  
 NaCN 0.25 %

Agua total recuperada

Tanque	1	4.74 m <sup>3</sup>	0.010% NaCN CaO	0.00%
" Esp. 1er.	lavado	13.80 m <sup>3</sup>	0.026% NaCN CaO	0.09%
" Esp. 2o.	lavado	10.00 m <sup>3</sup>	0.017% NaCN CaO	0.01%
Total		28.54 M <sup>3</sup>		

NaCN	Contenido en soluciones	
T. 1	0.474	Kg
T. esp. 1er. lav.	3.588	Kg
T. esp. 2o. lav.	1.700	Kg
T o t a l	5.762	Kg.
Consumo NaCN		
NaCN agregado	7.000	Kg
NaCN recuperado	5.762	Kg
Diferencia	1.238	Kg
Consumo NaCN =	1.238	Kg = 0.591 Kg/Ton
	<hr/>	
	2.093	Ton.
Consumo de Cal:	No hubo consumo.	
Recuperación de Ag:	Cabeza ensayada	35 g/Ton.
	Cola ensayada	8 g/Ton.
Recuperación de Ag	77.14	%

La Compañía Minera Homestake, "Beneficiadora de Minerales de Oro y Plata en Dakota del sur U.S.A." trabaja con el proceso Carbón en Pulpa (Cianuración y adsorción de los valores con Carbón Activado), el cual fué tomado como referencia para la la. corrida de nuestra planta piloto, variando unicamente el tiempo de permanencia en el circuito de agitación de 20 Hrs. a sólo 3 Hrs. que fué el tiempo óptimo de recuperación en el laboratorio.

Condiciones de operación en Homestake

42 - 44 % Sólidos

200 ft<sup>3</sup>/min. de aire = 79% saturación de O<sub>2</sub> en la pulpa  
 presión aire 15 lb/m<sup>2</sup>

1 lb NaCN/Ton. mineral tratado

20 horas de agitación  
0.025 % NaCN - 0.030% NaCN inicial y 0.0075% NaCN, dando-  
un consumo de 1.0 lb NaCN/Ton.  
ph 10.5 controlado con CaO  
Cabeza 0.085 Oz Au/Ton.  
Oz de Oro pérdidas en colas/Ton Tratada 0.0069  
Pérdidas de oro soluble Oz/Ton. Tratada 0.0001  
% de Recuperación de oro 92.31  
Relación Ag - Au = 1:5  
Análisis de Mallas 95.0% - 325, 4.7% - 200; 0.3%+200Mallas.

Equiparando condiciones y resultados  
de ambos procesos, concluimos que nuestra primer corrida de  
planta piloto es satisfactoria.

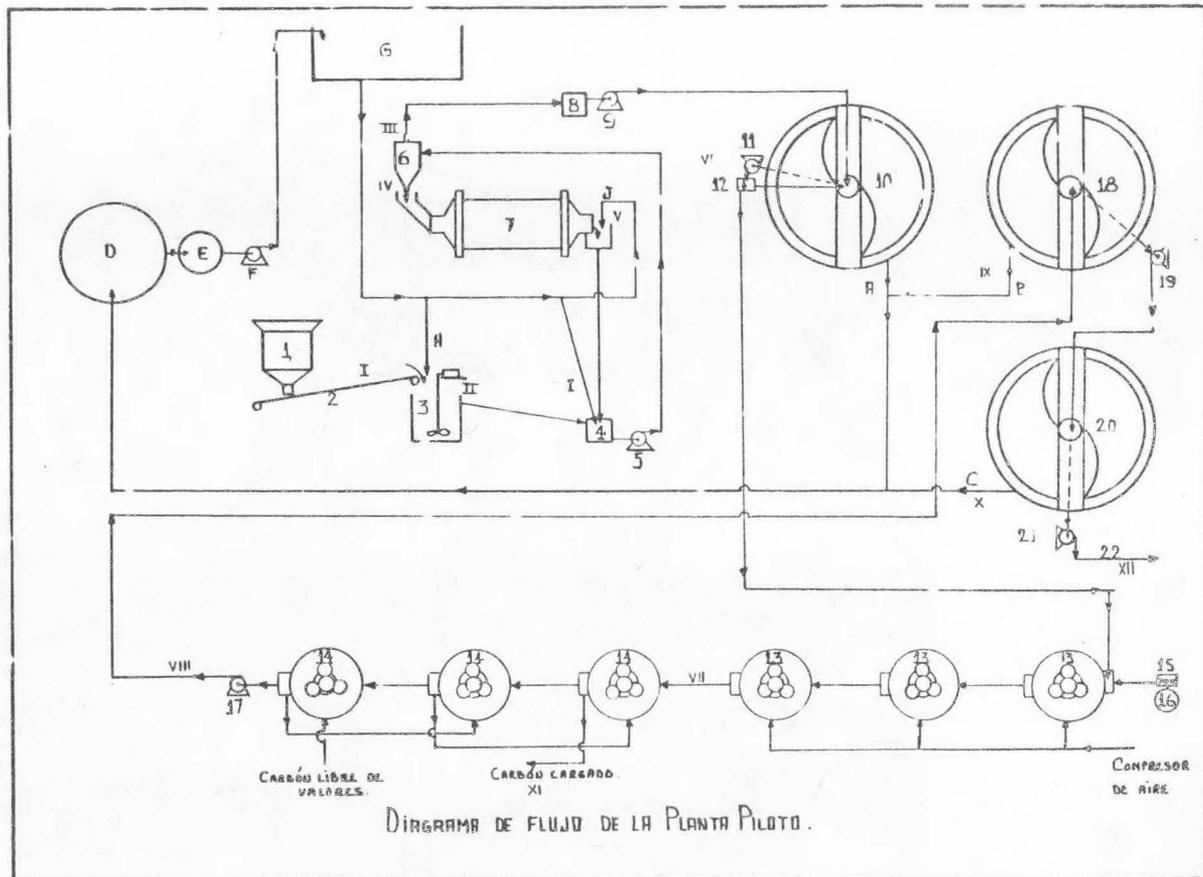


DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA PILOTO.

#### LISTA DE EQUIPO DE PLANTA PILOTO

- 1.- Tolva capacidad 1.0 Ton.
- 2.- Banda Transportadora de 18" con motorreductor.
- 3.- Tanque acondicionador.
- 4.- Cajón receptor.
- 5.- Bomba Vac-seal 2" x 1.5" con motor 5 H.P.
- 6.- Ciclón clasificador de 4".
- 7.- Molino de bolas Denver enlainado de hule--  
de 3' x 3' con motor de 50 H.P.
- 8.- Cajón receptor.
- 9.- Bomba SRL 2.5" x 2" con motor 5 H.P.
- 10.- Tanque espesador # 1 de 27.85 m<sup>3</sup>.
- 11.- Bomba Vac-seal 2.5" x 2" con motor 5 H.P.
- 12.- Cajón dosificador.
- 13.- 3 Tanques para agitación y aereación moto-  
res de agitación de 1.5 H.P.
- 14.- 3 Tanques para desadsorción agitadores con  
motores de 1.0 H.P.
- 15.- Dosificador de copas de reactivo.
- 16.- Tanque de reactivo.
- 17.- Bomba Vac-seal 2" x 1.5" con motor 5 H.P.
- 18.- Tanque espesador # 2 de 27.85 m<sup>3</sup> (1er. lavado).
- 19.- Bomba SRL 2.5" x 2" con motor de 5 H.P.
- 20.- Tanque espesador # 3 de 27.85 m<sup>3</sup> (2o. lavado).
- 21.- Bomba SRL 2.5" x 2" con motor de 5 H.P.
- 22.- Colas finales a tanque espesador de colas-  
Presa Jales.

#### CIRCUITO DE AGUA

- A) Agua de derrame del espesador # 1.
- B) Agua de derrame del espesador # 2 (1er. lavado).

- C) Agua de derrame del espsador # 3 (2o. lava do).
- D) Tanque de retención de aguas, capacidad -- 11 m<sup>3</sup>.
- E) Tanque filtro (con carbón activado para re cuperación de valores de soluciones de lo. y 2o. lavado).
- F) Motobomba.
- G) Tanque almacén de agua.
- H, I, J) Líneas de agua con válvula para dilu- ciones que requiere el proceso.

RESULTADO DE CORRIDAS DE PLANTA PILOTO

Corrida	1	2	3	4	5	6	7	8	9	TOTAL
Ton-Molidas	2.819	7.279	7.476	5.391	5.401	6.199	7.017	7.113	5.160	54.855
Sólido Promedio Agitación	22.08	24.37	24.75	24.66	25.87	24.12	20.53	23.46	23.15	
g/l pulpa	1170	1180	1180	1175	1214	1192	1164	1187	1185	
Carga Agitada Ton.	4.600	5.641	5.824	5.758	6.554	5.587	5.678	5.959	5.937	51.537
Tiempo agitación Hr	3	3	3	3	3	3	3	3	3	
Kg NaCN agregados	49.78	50.22	5.034	5.04	5.04	5.04	5.04	5.04	5.04	135.27
Kg CaO agregados	24.90	25.11	12.58	12.60	12.60	12.60	12.60	12.60	12.60	138.18
Carbón Kg	5.400	1.800	1.800	1.300	1.300	1.200	1.000	1.800	1.200	18.000
% Mallas en agit. -325	56	68	76	62.4	84	85.25	68	63	90.15	
% Mallas en colas -325	55	67	83	60.63	68	83.25	82	66	59	
Cabeza g/Ton.	26	26	29	28	27	33	28	25	25	
Cola	8	8	10	12	9	13	14	10	10	
% Recuperación	69.23	69.23	65.51	57.14	66.67	60.60	50.00	60	60	
Presión Aire g/m <sup>2</sup>	800	800	800	800	800	800	800	800	800	
pH	12.6	12.6	12.4	12.4	12.4	12.4	12.4	12.4	12.4	
% NaCN Se fué registrando a 0.25% y 0.80% respectivamente.										
% Cal										

Al ajustarse las Conc de NaCN y CaO así como el % de sólidos se obtuvo un consumo de 1.0 Kg de NaCN/Ton; el consumo de Cal fue semejante al de NaCN. El consumo elevado de dichos reactivos en gran parte se debió a derrames y en las colas no se pudo controlar la Conc de los reactivos por fallas mecánicas en los rastrillos del espesador.

Otro problema que se presento fué en el control del carbón. Las recuperaciones de valores en el rango de 50 - 70% se debe en parte a la falta de pericia para manejar el carbón ya que se tuvo perdidas de éste en las colas.

#### DESCRIPCION DEL DIAGRAMA DE FLUJO

El Diagrama se compone de 4 secciones:

- a) Molienda y Clasificación en Circuito cerrado.
- b) Sección de Disolución (Agitación con NaCN y Aereación).
- c) Sección de Adsorción (con carbón activado).
- d) Circuito de Recuperación de agua.

- a) Se inicia en la tolva de carga que alimenta a la banda para acondicionar la carga en un tanque con agitador y alimentación de agua para ajustar a 20 % de sólidos, por derrame alimenta al cajón de la bomba Vac-seal, que la bombea al ciclón clasificador, teniendo éste un derrame de 2 % de sólidos de 95 % a -325 mallas y descargue de 60 % de sólidos con 16 % a -325 mallas. El derrame se bombea al tanque espesador, y el descargue al molino. El molino de bolas tiene un descargue de 50 % de sólidos con 39 % a -325 mallas, el cual es bombeado al clasificador para cerrar el circuito de molienda.
- b) La descarga del espesador tiene un sistema para controlar el % de sólidos, así como el volumen adecuado para el proceso, por medio de una válvula con purga de agua del derrame del mismo, una bomba y un distribuidor. La pulpa con un 25 % de sólidos entra al proceso de agitación (aereación), junto con la adición de solución NaCN-CaO para ajustar las concentraciones establecidas con la adición de 0.25 % de NaCN y 0.80 % de CaO; la sección de agitación con aire conjunta con la sección de recuperación de valores: consta

de una serie de 3 tanques acondicionados con agitadores y dispositivos en la parte central de cada tanque para la agitación y la inyección de aire (1460 RPM y una presión de  $800 \text{ g/cm}^2$ ). El arreglo de la serie es de tal forma que el flujo se efectúe por gravedad, la capacidad de cada tanque es de 900 l., la alimentación de pulpa es de 14-15 l/min., dando un tiempo de residencia de una hora por tanque.

- c) La sección para la recuperación de valores disueltos consta de 3 tanques en serie con flujo de gravedad y agitación mecánica (1450 RPM), y dicha recuperación se realiza con gránulos de carbón activado en la pulpa a contracorriente de la misma. Así tenemos que el carbón activado, libre de valores se alimenta en el último tanque (menor concentración de valores disueltos), durante un tiempo de 4 horas, alcanzando una carga hasta 600 g de Ag/Ton. de carbón; posteriormente el carbón se saca y se mete al tanque intermedio por un tiempo similar antes de pasarlo a primer tanque; en el primer tanque de adsorción tiene un tiempo de residencia necesario para cargarse hasta 400-500 Oz Ag/Ton.. Cuando alcanza este grado se saca y se lleva al almacén del laboratorio para su futura desorción.

Nota: El carbón se maneja manualmente para el paso de tanque a tanque, su granulometría es de +10 mallas, usando 10 g de carbón/l. de pulpa, cada tanque cuenta con una criba de 20 mallas que sirve como trampa para el carbón. Se tienen pérdidas de carbón del orden de 20 g/Ton. tratada por disgregamientos.

d) La recuperación de agua es de mucha importancia, así tenemos que darle dos lavados por medio de dos espesadores; ésto se hace con el fin de recuperar los valores remanentes, reactivos y agua, antes de desecharse a la presa de jales o al rellene de mina. La solución recuperada en los dos espesadores de lavado, así como la del 1er. espesador, se conducen por gravedad a un tanque almacén. La válvula de salida de este tanque deja pasar el flujo de agua recuperada a un filtro de carbón activado que tiene como finalidad recuperar los valores en solución, antes de entrar el agua nuevamente a la molienda.

#### DESORCION DE VALORES DEL CARBON ACTIVADO CARGADO.

Este proceso se realiza aún a nivel experimental en el laboratorio.

El carbón se lava con aspersión de agua sobre una malla 24, así se remueven las lamas que recubren las porosidades del carbón. Lavado el carbón se deposita en una charola con una solución de NaCN y NaOH a 0.2 % y 1.0 %, respectivamente, con ésto el equilibrio de adsorción-desorción se invierte (20), pasando a solución los valores de oro y plata, y se depositan electrolíticamente en cátodos de limadura de acero empleando corriente directa con una de 3.5 Amp./cm<sup>2</sup> y 2.5 Volts.

La charola para la desorción se coloca sobre una parrilla con termostato para mantener la solución a una temperatura de 85°C. y se mantienen constantes las concentraciones de NaCN y NaOH. El tiempo empleado para

la desorción varía de acuerdo al contenido de - valores en el carbón. Así tenemos que cuando - el carbón se carga a unas 500 oz. de Ag/Ton. se emplean hasta 72 horas para bajar la concentra- ción a 5-10 oz. de Ag/Ton.; a 400 oz. de Ag/Ton, empleándose hasta 50 horas para bajar la concen- tración a 5-10 oz. Ag/Ton.. Si trabajamos a -- 300 Oz. Ag/Ton., el tiempo de residencia dismi- nuye notablemente. Para fines de comprobación- de datos proporcionados (18) para dsorción de - valores a temperaturas superiores a 100°C. y a- presión; a estas condiciones se reduce notable- mente el tiempo de desorción.

Hasta ahora se ha preparado- un elutriador y se está diseñando una autoclave para proseguir el estudio.

La solución rica en valores- se lleva a una celda electrolítica de PVC, don- de se recupera la plata y el oro en los cátodos de limadura de acero, teniendo un ánodo de gra- fito.

Esto aún está también en ex- perimentación rudimentaria, tratando especial- mente de encontrar las condiciones adecuadas pa- ra depositar plata y oro en el cátodo.

El carbón libre de valores - se recircula nuevamente al proceso de adsorción dos o tres veces. El carbón se va contaminando con materiales como NaOH, sulfuros ferrosos y - materias orgánicas por lo tanto debe reactivar- se. La operación de reactivación en el labora- torio se realiza con una mufla a 600°C., un tubo de acero inoxidable de 5" de diámetro con un pe- queño orificio (válvula de escape), al centro - de la longitud del tubo. El carbón se introdu-

ce en el tubo, tapándose éste por ambos extremos y metiéndose a la mufla durante 30 minutos. Al término de este tiempo, el carbón elimina la mayoría de los agentes contaminantes, y restaura su actividad.

El carbón se saca del tubo y se enfría al aire; ya frío aquel se criba. El carbón de -20 mallas se retira de circulación - para evitar pérdidas del mismo en las colas.

## PUNTOS DE MUESTREO EN EL PROCESO Y METODOS DE ANALISIS.

A lo largo del proceso se efectúan diferentes tipos de análisis, de acuerdo a la variable que se quiera controlar. Así se efectúan análisis químicos (absorción atómica, vía húmeda y copelación), análisis granulométrico y determinación de sólidos en pulpa.

En el diagrama de flujo se marcan los puntos de muestreo (con números romanos). A continuación se menciona los tipos de análisis -- efectuados en cada punto.

- I.- Químico: Au, Ag, Cu, Fe, Pb y Zn.
- II.- Control de dilución de pulpa.
- III.- Control de dilución de pulpa y granulometría.
- IV.- Control de dilución de pulpa y granulometría.
- V.- Control de dilución de pulpa y granulometría.
- VI.- Control de dilución de pulpa y químico (NaCN y CaO en sol.).
- VII.- Químico en la solución y en los sólidos (Au y Ag).
- VIII.- Químico en la solución (Au y Ag).
- IX.- Químico en la solución (Ag, Au, CaO y NaCN).
- X.- Químico en la solución (Ag, Au, CaO y NaCN).
- XI.- Químico en el carbón (Au y Ag).
- XII.- Químico en sólidos (Colas finales Au, Ag).

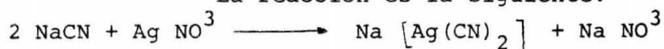
## METODO PARA DETERMINACION DE CIANURO Y ALCALI.

### CIANURO TOTAL

Para determinar el cianuro total presente en una solución, se usa el método Liebig, donde es posible determinar el cianuro y el alcali en una sola muestra, para lo cual se sigue la siguiente técnica:

Tomar con una pipeta una muestra de 10 ml (c.c.) de la solución de cianuro y pasarlo a un matraz Erlenmeyer, añadir unas gotas de una solución de yoduro de potasio, y titularlo con una solución estandard de nitrato de plata.

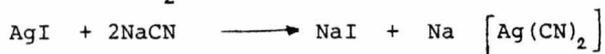
La reacción es la siguiente:



El punto final se conoce por la formación de un precipitado permanente y ligera de yoduro de plata, la cual se ve turbia en la solución.

$\text{KI} + \text{Ag NO}_3 \longrightarrow \text{KNO}_3 + \text{AgI}$  reacción del punto final de la titulación.

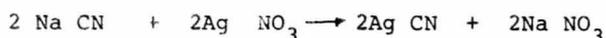
El AgI no se precipita si se encuentra presente algo de NaCN, como este es soluble en NaCN muy diluido forma NaI soluble, y -- Na Ag(CN)<sub>2</sub> de acuerdo a la reacción:



### ALCALINIDAD

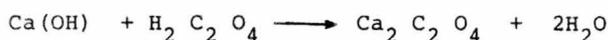
Después de tomar la lectura de la bureta para la determinación de cianuro, es necesario añadir la solución por lo menos tanta solución de nitrato de plata como la consumida por la titulación anterior. El objeto es precipi--

tar todo el cianuro como un cianuro de plata, el cual es insoluble.



Una vez hecho lo anterior, añadir una gota de solución de fenoftaleina y titular con una solución estandard de ácido oxálico. Es to dará la alcalinidad exacta.

La reacción que se lleva a cabo - es la siguiente:



#### PREPARACION DE LOS MINERALES PARA ANALISIS QUIMICO.

El primer paso para el análisis químico de una mena o mineral es su descomposición. Esto se logra mediante el primer tratamiento con ácidos fuertes. En la práctica todas las técnicas de análisis de rutina tienen el mismo procedimiento: La muestra se calienta suavemente por unos minutos con ácido clorhídrico, luego se --- agrega ácido nítrico si es necesario y se mantiene en ebullición suave hasta la descomposición - total.

Algunos químicos atacan las menas - sulfuradas directamente con ácido nítrico. Este procedimiento puede ser satisfactorio para algunos minerales, pero hay sulfuros que verdaderamente son muy difíciles de descomponer por esta forma; y para descomponer estos sulfuros la muestra se pone a hervir con ácido clorhídrico para volatilar el azufre como  $\text{H}_2\text{S}$  y después de este

tratamiento se agrega ácido nítrico para completar rápidamente la descomposición.

Las cantidades de ácido que se usan para la descomposición de las muestras depende sobre todo del tipo de material y de la cantidad de muestra que se tome para el análisis químico. -- Las menas oxidadas requieren pequeñas cantidades, ácido clorhídrico y ácido nítrico, mientras que los sulfuros requieren cantidades relativamente mayores. Generalmente cuando se trabaja con muestras de 0.5 g una cantidad de 10 ml de HCl y 5 ml de  $\text{HNO}_3$  serán suficientes para la descomposición de la muestra.

C O N C L U S I O N E S

## C O N C L U S I O N E S

Las conclusiones principales a -- que se llegaron en el desarrollo de la tesis fueron las siguientes:

- 1.- La teoría de la cianuración se aplicó en forma general, sujetándose ésta a las características del material en cuestión.
- 2.- En la determinación de la densidad de pulpa se encontró el óptimo de recuperación de valores en dilución 3:1 (25% de sólidos).
- 3.- Se determinó el tamaño de partícula para la liberación de valores, teniendo mayores recuperaciones en tamaños menores de -100 mallas, obteniéndose el máximo a -325 mallas.
- 4.- El consumo de NaCN en las pruebas de laboratorio fué negativo.
- 5.- El consumo de cal en las pruebas de laboratorio fué negativo.
- 6.- Se determinó el tiempo óptimo de cianuración de 3 horas; en función de un máximo de recuperación de valores y un mínimo de consumo de reactivos.
- 7.- Una vez determinadas las condiciones de operación en la cianuración, los problemas que se presentan en la operación de la planta piloto, son de tipo mecánico.
- 8.- El manejo del carbón en el circuito de adsorción requiere un cuidado especial para evitar pérdidas del mismo en las colas.
- 9.- Se recomienda el uso de espesadores de puente para evitar embanques y fallas en el sistema mecánico de los espesadores.

B I B L I O G R A F I A

- 1.- Bray John L.  
Non Ferrous Production Metallurgy  
John Wiley, N.Y., 1956
- 2.- Cámara Minera México  
Minería Camimex  
Vol. II # 7, México, 1976
- 3.- Comisión de Fomento Minero  
Boletín # 6, Planta de Tratamiento de Jales,--  
Unidad "Santa Julia" Pachuca Hgo.  
México, D.F., 1959
- 4.- Comisión de Fomento Minero  
Boletín # 8, Experimentación de Minerales de Oro  
y Plata por el Proceso de Cianuración, por el  
Ing. David Contreras Castro, México, D.F. 1967
- 5.- Cotton Frank A. and G. Wilkinson  
Advanced Inorganic Chemistry  
N.Y. Interscience, 1972
- 6.- Denver Equipment Company  
Bulletin # MG-67 Mill, Cyanide  
Cyanidation of Gold Ores
- 7.- Engineering and Mining Journal  
Markets Vol 177 # 1, 2, 3, 4, 5 y 6  
Mc Graw Hill Publication, N.Y., 1976
- 8.- Hedley Norman and Howard Tabachnick  
Chemistry of Cyanidation  
American Cyanamid
- 9.- Hill Franklin G.  
The Technical Analysis of Ores and Metallurgical  
Products  
Chemical Publishing Co. Inc., N.Y. 1939
- 10.- Julian and Smart  
Cyaniding Gold and Silver Ores  
Charles Griffin and Co., London 1922
- 11.- Kenneth B. Hall  
Homestake Uses Carbon-in-Pulp to Recover Gold  
from Slimes  
World Mining Vol. 27 # 12 November 1974
- 12.- Kirk - Othmer  
Encyclopedia of Chemical Technology. Vol. 18  
John Wiley and Sons, N.Y. 1966

- 13.- Metals Handbook Vol. I  
Property and Selection, A.S.M. 8th Ed. 1975
- 14.- Osipow Lloyd I  
Surface Chemistry Theory and Industry Application  
Renhold Publishing Corporation, N.Y. 1962
- 15.- Palmer Bruce R. and Branfley Sudderth R.  
Hidrometallurgy  
Mining Engineering, Vol. 28 # 2  
Publication of the Society of Mining Engineers  
of A.I.M.E. 1976
- 16.- Peele Robert  
Handbook Third Ed. Vol. II  
Gold and Amalgamation and Cyanidation by Edward L.  
Dufourcq. Section 33-06-31  
John Wiley and Sons, Inc., N.Y.
- 17.- Pizarro Ramon, J.D. Mc Beth and Potter  
Heap Leaching Practice at the Carling Gold  
Mining Co. Carling Nev.  
Solution Mining Symposium 1974 and Anual  
A.I.M.E. Meeting  
Dallas, Texas. Feb 23-28 1974  
Bureau of Mines
- 18.- Ross J.R., H.B. Salisbury, and G.M. Potter  
Pressure Stripping Gold from Activated Carbon  
Presented at The Anual A.I.M.E. Meeting  
Chicago Ill. February 26, March 1 1973
- 19.- Zadra J.B.  
A Process for Recovery of Gold from Activated  
Carbon by Leaching and Electrolysis  
Bu. Mines R.I. 4672, 1950 47 p.p.
- 20.- Zadra J.B., A.L. Engel, and H.J. Hainen  
Process for Recovering Gold and Silver from  
Activated Carbon by Leaching and Electrolysis  
Bu. Mines R.I. 4843, 1952 32 p.p.